У03(2Г3С) 1022885 №2
У685
62(05)
У69
ДР

УРАЛ

ТЕХНИКО ЭКОНОМИЧЕСКИЙ СБОРНИК

ПОД ОБЩЕЙ РЕДАКЦИЕЙ
ПРОФ. В. Е. ГРУМ-ГРЖИМАЙЛО

У75а

ИЗДАНИЕ
УРАЛЬСКОГО ОБЛАСТНОГО ЭКОНОМИЧЕСКОГО
СОВЕЩАНИЯ
ЕКАТЕРИНБУРГ

Оглавление.

1. **Проф. И. А. Соколов.** Технические исследования работы древесно-угольных доменных печей . . Стр. 3

2. **Проф. М. Ф. Ортин.** О механической обработке полезных ископаемых на Урале 70

3. **Проф. М. С. Клер.** Запасы сырья в районе Богословского горного округа 99

Пр. 2010

1022885

338(1)
У 69

УРАЛ

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ СБОРНИК

Под общей редакцией
Проф. В. Е. Грум-Гржимайло.

ПРОВЕРЕНО
в 1987 г.
338 (2/05)
У 69
9014
БИБЛИОТЕКА
Коммунистическая академия
72888
78764

Выпуск 2-ой 1922 г.

ИЗДАНИЕ
Уральского Областного Экономического Совещания.
Екатеринбург.

У03(2р36)
У685

Р. В. Ц. № 751. Екатеринбург. Тип. „Гранит". Зак. № 4079. Тир. 1000 экз.

Научная библиотека
Уральского
Госуниверситета
г. Свердловск

1022885

Замеченные опечатки.

Страница.	Строка.	Напечатано.	Следует читать.
5	5	столько	только
5	1	613″	6′3″
7	6	После „другим“ точка; „не“ с малой буквы	
16	13	копеж	кипеж
35	2	происходят	происходят с
35	5	9	9-ый
42	21	копежный	кипежный
42	14	XVII	XV
43	22	7 и 18	7′ и 18′
44	15	XVIII	XV
44	4	7 и 18	7′ и 18′
44	16	детальной	детальный
46	3	XIX	XVI
47	13	XVII, XVIII и XIX	XV и XVI
51	16	XVII	XV
53	5	хода	работы
58		Cn H2n	Cn H2n
58		плоскости	плоскостн оси
60		550° с	< 550° C
86	14	титинистыми	титанистыми
88	4	Metalurgic	Metalurgic
115	14	M3CO3	MgCO3
116	7 и 8	Si02	SiO_2

БИБЛИОТЕКА
Инв. №
Коммунистического

Технические исследования работы древесно-угольных доменных печей.

Проф. И. А. Соколов.

За время своей практической работы над исследованиями доменных печей и улучшениями их хода я держался взгляда на печь, как на живой организм, заслуживающий каждая в отдельности внимательного и детального исследования и изучения.

При таком взгляде на дело можно всегда знать все достоинства и недостатки находящейся в распоряжении печи, соответственным образом направить ее работу для достижения наивысших результатов в связи с неприменными условиями, при которых приходится работать.

Для отдельных изучений нужно дать известные приемы наблюдений, более детализированные, чем это было до сих пор, так как по собственному опыту и опыту других техников доменного дела я хорошо знаю, что одних теоретических данных, а равно и того, что можно назвать ремесленной опытностью дающейся только временем слишком недостаточно, чтобы уметь основательно разобраться в недостатках печи и направить ее работу с надлежащей продуктивностью и выгодой.

При суждениях о достоинствах и недостатках работы доменных печей практики дела сплошь и рядом мешают причины со следствиями и сваливают, что называется, с больной головы на здоровую и понятно, организм печи не столь прост, чтобы по чисто внешним признакам можно было в большинстве случаев иметь здравое суждение.

Предлагаемая работа имеет в виду главным образом методическую сторону дела: дать некоторые приемы для изучения работы доменной печи и указать на ряд вопросов, вызванных исследованиями, решение которых было бы весьма полезно для уяснения в деталях процесса плавки, а равно сделать некоторые общие выводы, приложимые к устройству и работе доменных печей при всяких условиях их работы.

До сих пор в огромном большинстве случаев подвергались исследованию только начальные и конечные продукты плавки: материалы для плавки, чугун, шлаки, колошниковые газы; эти определения давали возможность подвести тепловой баланс печи, но совсем не давали данных для ответа на вопросы—идет ли данная печь так, как при данных условиях шихты и устройстве печи она могла-бы итти и от каких детальных и часто могущих меняться условий зависит ее более экономический ход.

Исследованиям различной полноты и в различное время подвергнуты были многие печи. Из них здесь я остановлюсь на печах № 3-й и 2-ой Алапаевского завода и на печах Теплогорского, Бисерского и Кусье-Александровского заводов Лысьвенского горного округа.

Приемы исследования состояли обыкновенно во взятии проб газов с различных мест одного и того же горизонта, начиная от стен и вплоть до центра печи, в измерении температур различных мест доменной печи и в уяснении распределения ее в одном и том же горизонте.

Взятие проб газов производилось при помощи железных трубок, вводимых в печь или вертикально с колошника, при чем удавалось, таким способом доходить до горизонта в 15′ ниже колошника и трубка оставалась там на долгое время, или большею частью горизонтально через просверленное в стенке печи отверстие, при чем для избежания загиба трубки вниз идущею шихтою трубка за все время пребывания ее в печи при помощи приделанных к наружному ее концу ручек вращалась. Таким образом, удавалось брать пробы газов с любого места исследуемого горизонта, лишь бы в этом месте не плавилось или слишком не размягчалось железо.

При взятии проб газов у стены печи внутренний конец железной трубки обыкновенно находился не у самой стенки, а в расстоянии 2″—3″ от нее внутрь печи.

Отсутствие влияния стенок трубки на состав газа доказывалось взятием нескольких проб из одного и того же места без вынимания трубки и сличением полученных результатов, так как изменение состава газа из-за присутствия окислов железа внутри трубки могло иметь место только в начале ее пребывания в печи. Что касается измерения температур, то температуры вблизи стен печей измерялись калориметрическим пирометром Сименса, конусами Зегера, металлами, сплавами. Пулька калориметра Сименса помещалась на круглом кончике щипцов с длинными ручками и придерживалась на месте загнутым другим концом. При быстром вынимании щипцов и раскрытии их она падала в калориметр. Во всех случаях определения температур у стены я старался определять их в местах на расстоянии 3″—4″ от стены внутрь печи.

Распределение температур в одном и том же горизонте по горизонтальному сечению печи в тех местах, где хотя отчасти имеются уже температуры каления определялись распределением поясов различной степени каления вдоль по горизонтальному железному стержню, засунутому в печь чрез горизонтальное отверстие в стенке печи, выдержанному в печи достаточное время (до 10 минут) при вращении его для избежания загиба, при чем стержень имел $^3/_4$″ в диаметре и путем предварительных опытов было уяснено, что промежуток в 10 минут вполне достаточен для того, чтобы он в различных своих частях принял температуру тех мест, в которых они находились без заметного влияния проводимости на изменение температуры различных его мест.

В иных случаях температура известного места на стержне улавливалась при его вынимании при помощи светового пирометра Ле-Шателье или впоследствии прибором Ваннера. Температуры колошниковых газов измерялись ртутными высокоградусными термометрами и самопищущими

термоэлектрическими пирометрами фирмы Hartmann und Brann. В тех случаях, когда температура столь высока, что железный стержень мог бы расплавиться, как, например, в горне, относительное распределение температуры определялось видом различно накаленного в различных своих частях железного стержня, имевшего всегда строго определенное одно и то же очень ограниченное время пребывания в печи, такое, чтобы за это время стержень не только не мог сгореть или сплавиться, но и при накаливании в области очень высоких температур скрыть их относительную разницу. Обыкновенно при диаметре стержня в $^3/_4''$ время пребывания его в горне на горизонте фурм или близко к ним было полминуты. Это время определилось практически, как самое подходящее для суждения об относительном распределении температуры.

Заводились стержни обыкновенно через фурменные отверстия и доходили до противоположной стенки горна, что единовременно давало возможность определить действительный размер горна в желаемом направлении.

Изложению предмета настоящей работы я предпочитаю дать характер исторический, рассматривая последовательно весь материал исследования, относящийся к каждой печи взятой отдельно в том порядке времени, в каком исследования производились на каждой отдельной печи.

Алапаевская печь № 3, профиль которой дан на чертеже 1-м, была исследована первой и подробно, так как по об'ему своему и поперечным размерам , равно как и по характеру тех данных, которые давали исследования, представляла большой интерес. За время исследований над нею с сентября 1904 года и до половины 1906 года эта печь работала на обожженых бурых железняках со средним выходом чугуна около 48% и со значительными колебаниями этого выхода, сыпью от 47 до 50 пудов руды при 7—10 пуд. известняка в колошу на $1^1/_2$ короба древесного обыкновенно сметничного или соснового угля, при емкости короба в 6,5 куб. аршин; нагрев воздуха производился при помощи аппарата с чугунными трубами определяемый вблизи кольцовой трубы около горна в 300°—340° С; засыпь руды производилась таким образом: руда рассыпалась предварительно по кольцу вокруг колошника, а затем пехлами сталкивалась в печь по окружности колошника. Засыпь производилась не с точного веса, корытами по об'ему, при чем вес корыт с рудою ежедневно поверялся.

Уголь сметничный и сосновый много раз взвешивался, влажность угля определялась лабораторным путем просушки проб при 110° С, вес короба сухого угля при $6^1/_2$ куб. арш. емкости в среднем оказался в 20 пуд. 20 фун., т. е. 3,15 пуд. на 1 куб. арш., средняя влажность угля составляла 7% на вес сухого угля.

Рудная шихта состояла из обожженых бурых железняков, чистых в смысле содержания Ph и особенно S, играющей очень большую и вредную роль при плавке не столько в смысле ухудшения качества чугуна, но и в смысле количественных результатов плавки.

Основные размеры печи: высота от лещади до колошника 51′ $9^1/_2''$, диаметр колошникового отверстия 13′ 1″ при газоуловителе опущенном внутрь шахты на 7′, диаметр распара 14′ $1^1/_2''$, диаметр лещади 613″,

диаметр горна в плоскости центров фурм 8′, высота центра фурм над лещадью 3′ 6″, высота распара над лещадью 14′ 9½″. Горн печи был оборудован шестью фурмами, глаз фурмы имел диаметр в 1¾″, давление дутья у фурм колебалось от 3½″ до 4″ ртутного столба, только наблюдения в мае 1906 года были произведены при давлении дутья от 5½″ до 7″ ртутного столба и уменьшенном глазе фурм. Печь имела два диаметрально противоположных боковых отвода колошникового газа с диаметр. в 2′ 3″ каждый,

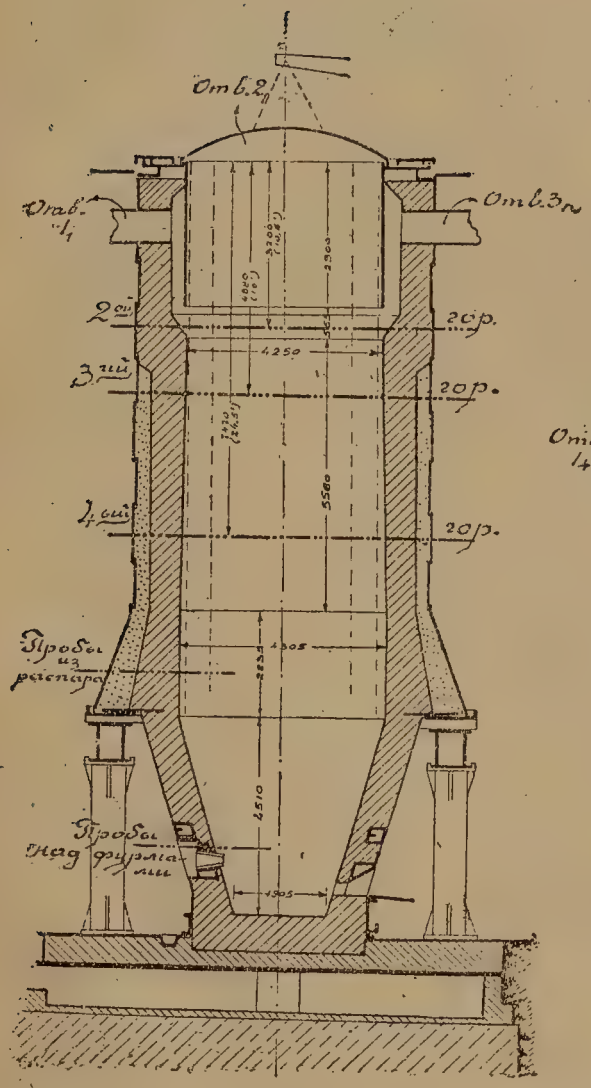
Полный об'ем печи был 6653, 57 куб. фут. или 188,4 кубич. метра; значит, печь одна из самых больших древесноугольных печей на Урале, в то время, вероятно, самая большая.

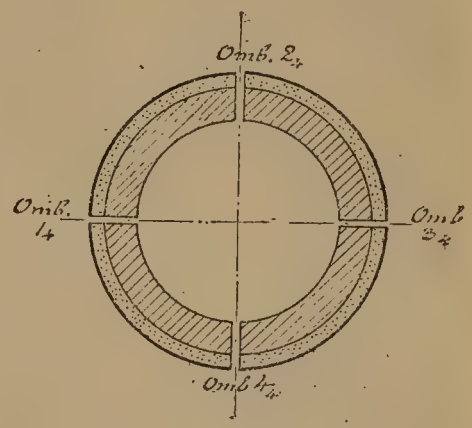
Печь была построена, очевидно, с расчетом на значительно лучшую работу, чем в действительности она давала. Большие надежды возлагались на большой об'ем ее шахты и соответственно горна, который по размерам своего диаметра и по обильному оборудованию фурмами представлял в то время большую редкость, особенно для круглых печей. В то-же время нередко печи значительно меньших размеров при одинаковых прочих условиях шихты, нагрева дутья и надзора давали результаты мало отличные от результатов печи № 3-й.

Так, в 1903 году, когда еще распределительным аппаратом была воронка Парри, смененная на указанный ранее способ засыпи в конце (октябре месяце) этого года печь за круглый год работы дала 375998 пуд. чугуна при выходе на 1 куб. арш. угля 2,6 пуда чугуна и %% выходе из руд в 49,5 в 1904 году дала 440730 пуд. чугуна при 2,5 пуд. на 1 куб. арш. угля и %% выходе из руд в 47,25, при чем в 1904 году угольная колоша была сделана полуторной взамен бывшей ранее коробовой. Как видно, изменение засыпи дало положительные результаты; но в то-же время печь № 2-й с общей емкостью в 3240 кубич. фут., т. е. вдвое меньшей, оборудованная тремя фурмами с диаметром горна в 6′ 2″ давала за полный год в 1903 году 342275 пуд. при 2,53 пуд. на 1 куб. арш. угля при %% выходе из руд только в 43,65, а в 1904 г. 311049 пуд. при 2,2 пуд. на 1 куб. арш. угля и %% выходе из руд в 45; печь № 1-й в 3730 куб. фут., оборудованная четырьмя фурмами при диаметре горна в 6′ 3″ дала в 1903 г.— 366897 пуд. чугуна, при 2,7 пуд. чугуна на 1 куб. арш. угля и выходе из руд в 45,5%; в 1904 руду 366612 пуд. чугуна при 2,35 на 1 куб. арш. угля и %% выходе из руд в 47,4%; сличение далеко не в пользу печи № 3-й при ее большом об'еме. Для исследования постепенно по мере назревания вопросов, которые желательно было разрешить, печь № 3-й была разделена на четыре горизонта, не считая горна. Первый горизонт был горизонт отвода газов, второй на 10½ фут. ниже колошника, третий на уровне 16′ от колошника и четвертый на 24½′ ниже колошника в области цилиндрической части печи в распаре. В некоторых отдельных случаях брались пробы и ниже. Отверстие в левом (по чертежу профиля), восточном по расположению печи отводе обозначено номером 1_1 в таблицах, в правом западном—3_1, из-под колошниковой крышки номером 2_1, знак с правой стороны номера об означает горизонт отверстия. Во втором горизонте было пробито три отстоящих друг от друга на 90° отверстия, при чем не хватало отверстия на южной стороне; они обозначены номерами 1_2, 2_2

ДОМЕННАЯ ПЕЧЬ №3

Нейво-Алапаевский завод.





Сечение по 4-ому горну зонту.

Объем шахты = 153 м³

" горна = 35,9 м³

Всего = 188,9 м³

и 3_2. В третьем горизонте были пробиты тоже три отверстия, также расположенные как и во втором; они обозначены номерами 1_3, 2_3 и 3_3. В четвертом горизонте было пробито четыре отверстия под углом в 90° друг от друга и обозначенных номерами 1_4, 2_4, 3_4 и 4_4. Все обозначенные одинаковыми номерами отверстия на различных горизонтах находились строго одно под другим, на горизонтах 2-м и 3-ем. Не было четвертого отверстия из-за чисто практических неудобств устроиться там с наблюдениями.

Данные наблюдений приведены в хронологическом порядке в прилагаемых таблицах *). Результаты и итоги подведены там же. Обозначения 5_2 и 5_3 относятся к центру печи на соответствующих горизонтах 2-м и 3-ем.

Первый вопрос, который у меня возник при обсуждении и выяснении недостатков работы печи был такой: насколько равномерно работает широкая шахта печи?

Первая же группа наблюдений с 9 сентября по 25 ноября 1904 г. характера, так сказать, рекогносцировочного (см. табл. I) по верхней части печи на горизонте отводов, из под крышки и на горизонте 10½′ от колошникового кольца указали, судя по составу газов, взятых с различных мест, на крайнюю неравномерность работы шахты. В то время, как колошниковый газ из отвода 3_1, которым в виду его доступности и удобства пользовались ранее всегда для суждения о составе и температуре колошникового газа, имел состав колеблющийся между 5,8 и 11% CO_2 и 30,8—24,4% CO при температурах чаще всего в 400—500° C, на противуположной стороне печи на более низком горизонте 2-м у стены шахты получался несравненно лучшего состава газ не ниже 11% CO_2 и не свыше 24% CO по об'ему, а обыденно от 12 до 16% CO_2 и соответственно 24—21% CO. Отсюда стало уже ясно, что, во-первых, колошниковый газ из отвода № 3_1 должен быть некоторым суммарным для очень различных по составу токов газа и что противоположная сторона печи, наверно, работает значительно продуктивнее. А так как температура колошникового газа из отвода № 3_1 уже недалека от температуры слабого каления, то на более низком горизонте печи, каков второй горизонт, можно было предполагать и существование области хотя бы слабого каления в 550°—600° C. Отверстие № 1, на втором горизонте представлялось удобным для прощупывания шахты на втором горизонте по направлению к стенке, на которой находился отвод с отверстием 3_1, потому круглый железный стержень в ¾″ в диаметре, разделенный на части нарезками в 0, 2″ длиною после тщательного измерения толщины стенки отверстия 1_2 вдвигался в отверстие горизонтально так, чтобы начало делений стержня совпадало с внутренним краем шахты, а вся длина стержня внутри шахты составляла 9′ 2¼″, т. е. конец его в шахте уходил значительно далее средины печи. Чтобы избежать зажима стержня шихтой и прогиба его вниз при опускании шихты он при помощи приделанной к наружному его концу ручки непрерывно вращался и пребывал в шахте до 10 минут.

*) В оригинал. таблицах приведены подробно данные отдельных наблюдений; здесь же за недостатком места—их сводка.

После вынимания стержень обнаруживал, что вслед за темным полем у стены печи на стороне отверстия 1_2, обнимающим чаще всего 5 делений стержня, начинался пояс температур красного каления к средине печи, уменьшающийся к противоположной стенке печи. Наибольшую температуру этого каления я приблизительно определил в 700° С. Получился первый намек на то, что средняя часть печи имеющая на таком высоком горизонте столь высокую температуру работает очень неудовлетворительно. Это явление за все время указанных наблюдений было постоянным.

Тогда мною решено было постепенно расширить наблюдения и сделать их более систематическими введением сперва места у стены печи отстоящего на 90° от 1_2 на том-же горизонте (северная часть печи) под № 2_2, затем на том же горизонте под отводом с отверстием 3_1, места под № 3_2, второго отвода колошниковых газов под № 1_1, над № 1_2 опусканием сквозь колошниковую крышку железной трубы по оси печи для взятия газов из центра под № 5_2 и взятием газов непосредственно из под колошниковой крышки под № 2, горизонт 2-й в южной части противоположной отверстию 2_2 не обследовался непосредственно за практическою невозможностью устроиться там с наблюдениями у стены печи, но прощупыванием при помощи стержня из отверстия № 2_2 по направлению к противоположной стенке можно было увидеть, что распределение температур, а значит и газов, в этом направлении аналогично с № 2_2.

Наконец в наблюдения был введен третий горизонт на глубине 16′ от колошника под соответствующими номерами мест 1_3, 2_3 и 3_3 у стены и 5_3 в центре печи; к этому времени относятся наблюдения от 25-го ноября по 20-е декабря 1904 года (см. табл. II).

Анализы соответствующих газов в связи с наблюдением распределения температур по стержню дали возможность с несомненностью определить полный характер работы шахты, выразившийся в том, что в шахте у стены печи существует кольцо наиболее интенсивной работы шириною примерно в 3′. Внутри этого кольца малой интенсивностью отличается часть кольца в направлении отверстий 3_1, 3_2 и 3_3, в остальных частях кольца работа приблизительно однородная, в центральной части печи внутри кольца работа печи очень неудовлетворительна, образовалась труба с сильным током газа и с малой продуктивностью работы.

В чём же состояла причина такой резко неравномерной работы печи вообще и в частности, чем определялась слабая работа печи на стороне отверстий 3_1, 3_2 и 3_3?

Наиболее простой причиной могла быть неправильность засыпи, которая и могла дать резкую картину неравномерности в самых верхних горизонтах печи.

Действительно при внимательном наблюдении за засыпью оказалось, что при сталкивании сыпи с кольца пехлами сыпь ложится около колошника кольцом и далеко не достигает центральных частей печи, при чем ширина кольца может меняться в зависимости от глубины опускания шихты. Перед завалкой, кольцо шире при более глубоком опускании и уже при мелком, а тот факт, что засыпь происходила при приблизительно

одинаковом опускании шихты так, что засыпанная колоша могла наполнить печь, в достаточной мере определяла примерно одинаковую ширину работающего кольца.

В частности у места, занимаемого колонкою, поддерживающей крышку в силу практического неудобства на колошниковое кольцо, рабочие мало засыпали руды и при сталкивании сыпи с кольца под этим местом густота рудной сыпи была менее чем в других местах кольца. А это место приходилось как раз над отверстиями 3_2 и 3_1. Отсюда ясно стало, что для колошника столь большого размера, как у печи № 3-ий принятый способ засыпи был очень неудовлетворителен, а равно понятно, почему с переходом от еще менее удовлетворительного способа засыпи воронкою Парри с конца 1903 года стали получаться лучшие результаты.

Правильность и равномерность распределения сыпи, как показали и все дальнейшие наблюдения над доменными печами есть фактор огромного значения для выгодной работы печи и хотя, теоретически говоря, можно было для изучаемой печи и a priori указывать на неудовлетворительность способа засыпи, но очень важно, что исследование давало, так сказать фотографический снимок непосредственных результатов работы засыпи и отчетливое указание не только на качественную, но и на количественную сторону последствий такой работы, а равно в силу чувствительности метода и отчетливости результатов прекрасный способ для наблюдений и над другими печами, особенно с механическими способами засыпи и с другим размером колошника, где удовлетворительность или неудовлетворительность способа засыпи a priori совсем не ясна, а равно и в том случае, когда распределение сыпи сильно зависит от индивидуальных качеств рабочего, например, при разбрасывании сыпи вручную с корыт.

Что касается количественной стороны явления, на которую я только что указал, то здесь уместно будет решить следующую интересную задачу.

При условии равномерного распределения и соответствующей тяжести сыпи для печи № 3-й, считая нормальным для колошникового газа тот состав, который в среднем практически получается в удовлетворительно работающей части кольцевого пространства на 2-м горизонте недалеко от щели между стеною печи и газоуловителем, т. е. у отверстий 1_2 и 2_2 и принимая коэффициент работы шахты печи в этом случае равным единице определить действительный коэффициент работы шахты, соответствующий имевшему способу засыпи.

Задача эта с достаточной степенью точности и просто решается следующим образом.

Дальнейшие наблюдения, как увидим, показали, что в отвод с отверстием № 3_1 шло газа более на 7%, чем в отвод с отверстием 1_1; потому средний состав колошникового газа по наблюдениям с 25-го ноября по 20-е декабря выводимый из средних данных для 1_1 и 3_1 будет

По об'ему	по весу	в нем C	O	H	N
O_2 — 8,5%	13,8%	3,8	10,0		
CO — 28,8 „	29,7 „	12,7	17,0		
H_2 — 7,8 „	0,6 „			0,6	
CH_4 — 1,6 „	0,9 „	0,7		0,2	
N_2 — 53,3 „	55,0 „				55,0
Итого		17,2	27,0	0,8	55,0

Средний состав газа из I_2 и 2_2

по об'ему	по весу	в нем C	O	H	N
CO_2 — 12,5%	20,0	5,5	14,5		
CO — 24,3 „	25,1	10,8	14,3		
H_2 — 10,2 „	0,8			0,8	
CH_4 — 1,6 „	0,9	0,7		0,2	
N_2 — 51,6 „	53,2				53,2
Итого		17,0	28,8	1,0	53,2

Отсюда следует, что одним килограммом C в первом случае уносится 27,0 : 17,2 = 1,57 kgr. O, во втором 28,8 : 17 = 1,694 kgr. O, разница в 0,124 kgr O, придется на счет избыточного восстановления Fe из Fe_2O_3 $_2O_3$ газом второго состава по сравнению с первым при затрате одного и того же количества C (одного килограмма). Но 0,124 kgr. O в Fe_2O_3 связано с $\frac{0,124 \times 111,8}{28} = 0,289$ kgr. Fe; значит 1 kgr. C в газе второго состава восстановил лишних 0,289 kgr. Fe из руды: уголь содержал 75% C, значит 1 kgr. угля во втором случае восстановит $\frac{0,289 \times 75}{100} = 0,217$ kgr. Fe или 1 пуд угля сухого восстановит лишка 0,217 пудов железа из руды. 1 куб. арш. сухого угля весил в среднем 3,15 пуд., потому при колошниковом газе второго состава на 1 куб. арш. угля пришлось бы 0,27 × 3,15 = 0,68 пудов излишне восстановленного железа, при среднем выходе чугуна на 1 куб. арш. в 2,3 пуд., имевшем место в действительности; выход на 1 куб. арш. при колошниковом газе второго состава был-бы = 2,98 пуд. (и даже несколько выше от примеси к железу C, Si и пр.). Потому коэффициент полезного действия, состоящего в восстановлении Fe из Fe_2O_3 в действительности был = 2,3 : 2,98 = 0,77, т. е. 23% восстановительной способности газа было потеряно благодаря неравномерности сыпи.

Помимо методического решения вопроса о влиянии способа засыпи на работу шахты печи № 3-й указанный ряд наблюдений при детальном рассмотрении их дает несколько практически ценных указаний общего характера, имеющих отношение не только к печи № 3-й, но и к другим печам.

Это, во-первых, при внимательном сравнении составов газов в местах лежащих на одной вертикали видно, что состав газа места выше-лежащего

в одном вертикальном направлении составляет прямой результат состава газа места ниже лежащего по вертикали и восстановительного действия его на руду. Иначе сказать каждый ток газа, мысленно выделенный в вертикальном направлении, имеет неуклонную тенденцию к ходу по кратчайшему направлению по вертикалям и к несмешиванию его с газами соседних токов. Этот вывод дает возможность по составу газа в известном месте известного сечения предсказывать с достаточной степенью точности состав для известного места другого сечения выше или ниже лежащего или интерполировать состав его в некотором среднем сечении по составу в определенных на одной вертикали местах крайних сечений.

Во вторых—наилучший когда-либо за время наблюдений практически полученный состав газа в верхних сечениях печи будет давать практическое указание на возможный достижимый при лучших условиях распределения сыпи состав колошникового газа, к получению которого нужно стремиться.

Для печи № 3 й это было 10-го ноября на втором горизонте в отверстии № 12, а именно CO_2 = 17,0%, CO = 18,8%; H = 9,9% и CH_4 1,1%. Здесь важно, конечно, об'емное количество CO_2, CO и их соотношение. В дальнейшем при исследовании других печей мы увидим, что этот состав как нормальный особенно по CO_2 действительно почти достижим для колошникового газа там, где имелась возможность принять для того возможные практические меры.

Следующий цикл наблюдений, производенных с 30 декабря 1904 года по 12 января 1905 года (см. табл. V) имел целью уяснить распределение температур в тех местах, в которых предыдущими наблюдениями определен был состав газов. В виду отсутствия в то время в распоряжении наиболее удобного для таких наблюдений калориметрического пирометра Сименса, который в дальнейшем в таких случаях преимущественно и употреблялся, наблюдения производились при помощи металлов Sn, Pb, Zn, Bi, Al, сплавов с определенными температурами плавления, некоторых солей, как-то: Zn, Cl_2, $KHSO_4$ и конусов Зегера малых размеров, при чем в шахту печи через отверстие в стенке вводился круглый железный стержень. На конце, вводимом в печь устроены углубления, куда помещались металлы, сплавы, соли или конуса Зегера Эти углубления крепко закрывались железными крышечками, стержень вдвигался с таким расчетом, чтобы конец его, содержащий указанные вещества, находился в кольцевой, работающей у стены части шахты; он выдерживался достаточное время, чтобы принять температуру окружающего пространства (минут 10) и для избежания зажима шихты и прогиба вращался.

Результаты наблюдений показывают, что распределение температур находилось в полном соответствии с распределением идущей по шахте шихты и с составом газов соответствующих мест и дает столь же ясную картину неравномерности работы шахты, как и составы газов, при чем наилучшему в смысле использования его восстановительной способности составу газа соответствует и наинисшая температура.

Таким соответствием устанавливается практически и в цифровых данных тесная связь температуры с составом газа при одинаковых прочих

условиях качества шихты, угля и пр. Так что приспособляясь к определенной печи, можно с достаточной для практических соображений степенью точности по распределению температур судить о составе газов и наоборот, что в известных случаях может упрощать и ускорять работу наблюдения в целях практического использования их результатов.

Так как для решения некоторых вопросов желательно уметь установить соотношение между количеством колошникового газа, проходящего через отводы с отверстиями 1_1 и 3_1, то в этих целях попутно предприняты были наблюдения над давлениями их в отводах при помощи манометров с наклонными трубками и шкалою и с концами трубок внутри колошниковых отводов, направленными на встречу газов.

В соответствующем месте таблицы V-й приведены данные этих наблюдений. Приводя эти данные за 30 декабря к 0° температуры получаем у отвода 1_1 — H_1 = 0′, 296 водяного столба, у 3_1 — H_3 = 0′, 263 вод-ст.; за 31 декабря у 1_1 . . H_1 = 0′, 215, у 3_1 . . H_3 = 0′, 198 вод-ст. При втором наблюдении H_1 = 0′, 243, H_3 = 0′, 234; скорости же хода газов, относятся как корни квадратные из давлений, откуда за 30 декабря

$$\frac{V_1}{V_3} = \sqrt{\frac{0,296}{0,263}} = 1,06, \text{ за 31 декабря в первый раз } \frac{V_1}{V_3} = \sqrt{\frac{0,243}{0,215}} =$$

$$1,06, \text{ во второй раз } \frac{V_1}{V_3} = \sqrt{\frac{0,234}{0,298}} = 1,08.$$

В тех же отношениях будут находиться и количества проходящих чрез них газов, так как диаметры патрубков одинаковы, если они чисты; при значительном же их засорении нужно обращать внимание и на это обстоятельство, но во всяком случае лучше делать наблюдения при чистых патрубках. Такие данные дают возможность вычислить средний состав колошникового газа при существовании нескольких отводов.

Возвращаясь снова к наблюденному распределению температур и сопоставляя эти температуры с составом газа в тех областях печи, где эти температуры переходят уже чрез вполне ясное на свету каление (700—720° C) имеем указание на то, что, во-первых, в тех частях шахты, где эта температура превышает указанную, процесс восстановительного действия газов на руду по крайней мере в смысле непрямого восстановления при помощи окиси углерода почти закончился или он маскируется вторичной реакцией воздействия CO_2 на углерод угля и обратным получением CO из $CO_2 + C = 2CO$, т. е. известной степенью газофикации угля, напр. в местах 3_3 и 5_3, уже на горизонте 16′ от колошника в расстоянии 32′ 3½″ от плоскости осей фурм, т. е. в очень высоких частях печи. От которой же из двух указанных причин зависит это обстоятельство—от окончания процесса непрямого восстановления железа из окислов или вторичной реакции—газофикации угля?

В целях прямого решения подобного вопроса я пытался чрез соответствующие отверстия в стенах печи добывать куски руды с тем, чтобы определить непосредственно, насколько далеко ушел восстановительный процесс в таких местах. Но такой способ решения вопроса оказался

совершенно неудачным. В действительности получался странный на первый взгляд результат: взятые куски руды, особенно с поверхности оказывались вполне окисленными и вид их был таков, что как-будто-бы восстановительный процесс шел извнутри куска к-наружи. Этот странный результат выяснился для меня позже при лабораторных работах по восстановимости руд, когда оказалось, что все без исключения окислы железа—продукты неполного восстановления, а равно и само только что восстановленное железо пироморфны—закись железа при обыденной температуре, магнитная окись и железо при повышенной не превышающей двухсот градусов Цельзия и даже менее. Значит, в указанных опытах я имел пред собой и анализировал совсем не то, что имелось в печи. Вытаскиваемый из шахты кусок руды, имея высокую температуру, мгновенно окислялся. При таких условиях совершенно понятным становится и тот вид, который эти куски имели. Избежать такого окисления в то время я не мог, так как не отдавал полного отчета в указанном явлении. Да и избежать его было нельзя в виду практической трудности соответственной обстановки опытов, хотя порча кусков и была несомненна. Так как прямого ответа на поставленный вопрос получить было нельзя, то приходится ограничиться косвенными соображениями. Детальные работы над восстановимостью железных руд в порошкообразном и кусковом состоянии дают мне полное право сказать, что куски руды той степени крупности, которая употреблялась при работе доменной печи в течение того сравнительно короткого времени, когда они, опускаясь с колошника, достигали указанного горизонта (3-го на 16′ от колошникового кольца) и при тех температурах, которые имели газы омывавшие их, не могли никоим образом получить полного восстановления в железо, а значит процесс не прямого восстановления в этих местах должен был иметь место.

Потому ничтожное количество CO_2 в газах этих мест обязано было преимущественно газофикации угля по формуле $CO_2 + C = 2\,CO$. А так как практический результат в смысле экономичности работы печи в этом случае одинаков с тем, при котором происходил бы процесс прямого восстановления окислов железа углем почти невозможный здесь из-за кусковатости руд и малого непосредственного соприкосновения с углем, то, практически говоря, в центральной части печи и кольцевой против отвода с отверстием 3, в указанном третьем горизонте начиналась уже область прямого восстановления руд, очень невыгодного в смысле утилизации горючего.

Последнее обстоятельство представляло само по себе факт крупного значения и было интересно его еще раз проверить и выследить в других частях шахты, работавших удовлетворительнее, где для них начинался пояс усиленной газофикации угля равносильной экономически началу прямого восстановления окислов железа углем. А так как наиболее удовлетворительно работала часть шахты в кольцевом пространстве у стены, обращенная к отводу 1₁, то я решил создать для наблюдений 4-й горизонт на глубине 24½′ от колошникового кольца и помимо отверстия 1₄ под верхними первыми номерами и 3₄—под третьим сделать еще отверстия 2₄ под верхними вторыми и в совсем новом направлении 4-м под прямым углом от 1₄ и 3₄ между

ними. Таким образом, четвертый горизонт по окружности был отверстиями разбит на четыре равные части.

Результаты этих наблюдений в смысле состава газов из кольцевой работающей части печи даны в таблице 3-й. Наблюдения велись с 15-го февраля по 14-ое марта 1905 года, определения температур в кольцевой части производились уже калориметрическим пирометром Сименса, распределение ее вглубь шахты определялось по железному стержню.

Так как одновременные или даже очень близкие по времени наблюдения по всем новым и старым отверстиям были в виду значительного их числа затруднительны, то для связи их с предыдущими по большей части они производились совместно с наблюдениями над предыдущим горизонтом и иногда совместно с наблюдениями колошниковых газов. Сводка данных этих наблюдений по газам дана в той же таблице III-й, а по температурам в таблице IV-ой.

Данные наблюдений над распределением температур в горизонтальных сечениях для печи № 3-й приведены в виде диаграмм на чертежах 2 и 3, обнимающих два цикла наблюдений: один с 9 сентября по 20 декабря 1904 г., второй с 3-го по 18 мая 1905 г., здесь распределение температур дано в виде изотерм для различных сечений печи.

Результаты наблюдений показывают, что четвертый горизонт уже во всем сечении печи можно принимать с достаточной степенью точности за низший предел области не прямого восстановления или за начало ясно обозначившейся газофикации угля. Таким образом, всю значительную нижнюю часть печи от фурм в 23′ 9½″ по высоте нужно считать в смысле работы восстановления работающей экономически очень неудовлетворительно.

В свое время при исследовании работы той же печи при изменившихся несколько лучших условиях плавки, я обращу на положение этого пояса внимание, а особенно при исследовании работы других печей, где возможно было уделить все внимание и употребить все средства для наивыгоднейшей работы печи.

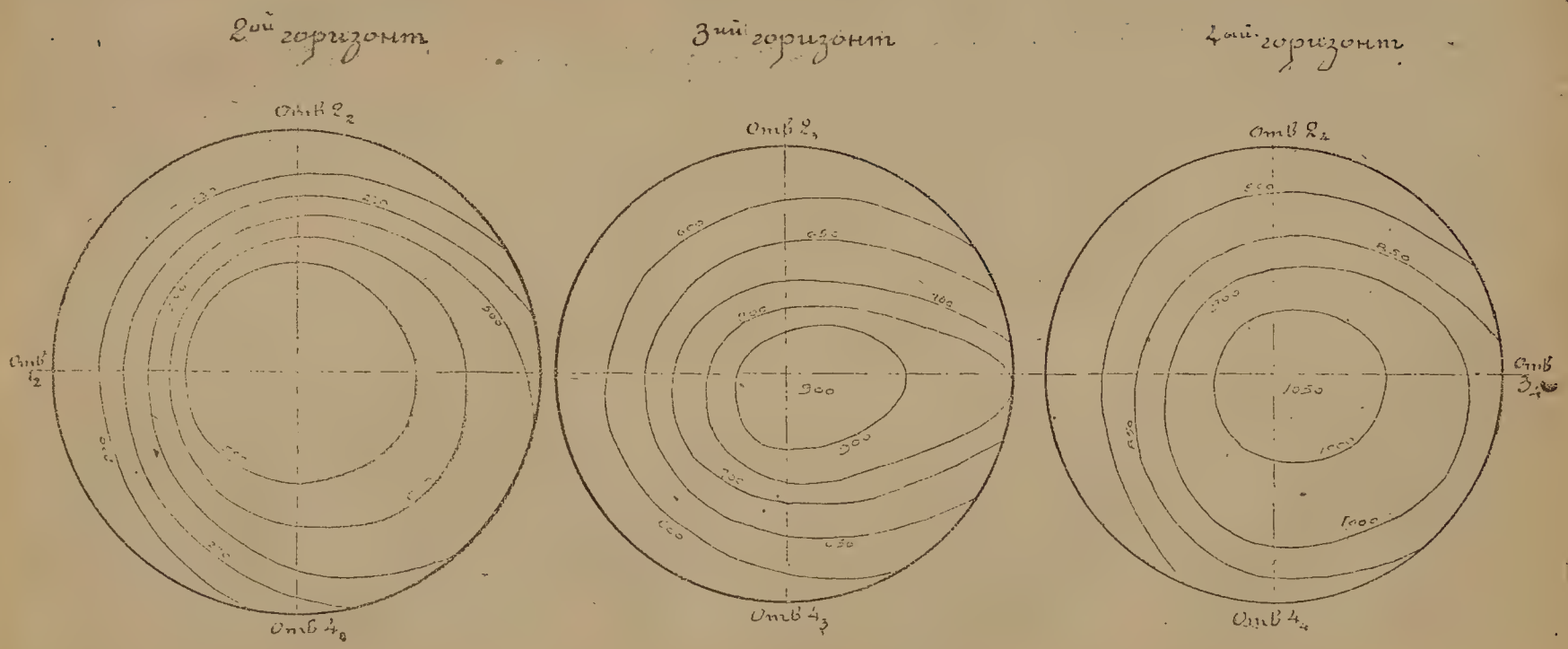
Здесь уместно сделать подсчет на основании имеющихся данных, какая доля угля газофицируется (не включая сюда продуктов сухой перегонки), не доходя до фурм. Так как нет никакой возможности отличить уменьшение количества угля, зависящее от газофикации от углерода угля, уходящего на процесс прямого восстановления, то придется ту и другую часть углерода угля считать суммарно, не различая процессов. Собственно говоря на долю прямого восстановления железа руды углеродом угля, если только он не происходит в области горна при плавлении должна бы пасть очень небольшая доля в виду весьма большого несовершенства соприкосновения угля с частицами руды, за исключением части руды, находящейся в очень раздробленном порошкообразном состоянии.

Но это соображение осложняется возможностью реакции Бэлля, состоящей в отложении мельчайших частиц углерода при частичном разложении CO по формуле $2\,CO = C + CO_2$ в присутствии закиси железа *) при температурах от 400° до 600°C. Этот углерод, находясь в тесном соприкосновe-

*) Смотреть мою работу „О восстановимости железных руд“.

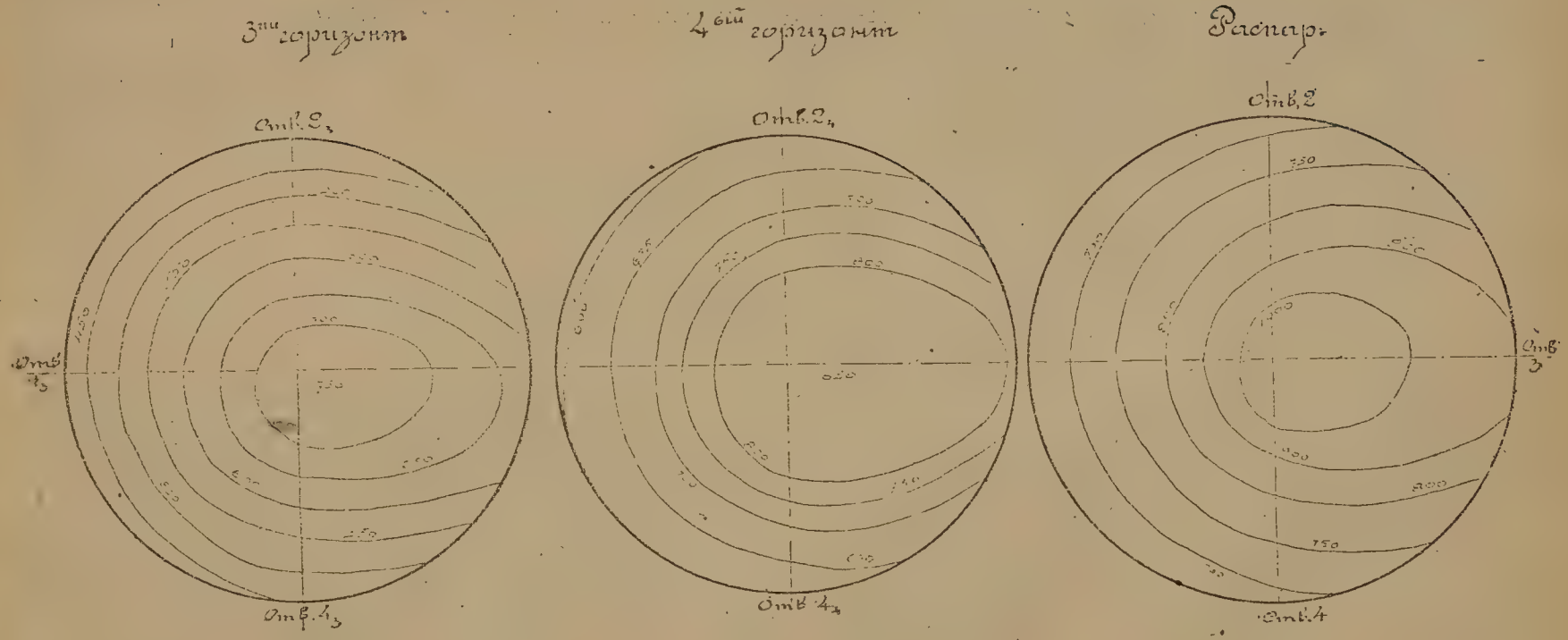
ПЕРВЫЙ ЦИКЛ НАБЛЮДЕНИЙ

9 сентября – 20 декабря 1904 г.



ВТОРОЙ ЦИКЛ НАБЛЮДЕНИЙ.

3 — 18 мая 1905 г.



или с частицами руды и уносясь в нижние горизонты печи при более высокой температуре, мог повысить количество железа восстановляемого прямым путем, но имелась ли реакция Бэлля в рассматриваемом нами случае, мне выяснить окончательно не удалось.

В тех кусках руды, которые я добывал из печи, присутствие пылеобразного углерода я не заметил. Вместе с тем и доменный газ не имел черного цвета, а только мутный.

Для экономических же результатов плавки совершенно безразлично каким путем происходит нежелательная газофикация угля до прихода его в горн.

Приблизительный же подсчет газофицирующегося при указанных реакциях угля произведем следующим образом:

1. В одном килограмме угля содержание C в среднем=0,75 клг.

2. Как мы видели выше на 100 кдч. колошникового газа за время с 25 ноября по 20 декабря 1904 г. приходилось 17,2 клг. C.

3. Но не весь углерод здесь из угля, небольшая его часть приходится на углерод CO^2 из флюса, составляющего по весу примерно 20% от рудной сыпи, а так как при весе 1 к. арш. сухого угля в 3,15 пуда на 1 к. арш. угля приходилось в среднем 2,3 пуда чугуна, выход же чугуна из руды составляет около 47%, то на один килограмм угля приходилось чугуна $\frac{2,3}{3,15}$ клг. или $\frac{2,3\times100}{3,15\times45}$ клг. руды (считаю в чугуне около 4% углерода) или $\frac{2,3\times100}{3,15\times45}\times\frac{1}{5}$ клг. флюса или приблизительно $\frac{2,3\times100}{3,15\ \ 45}\times\frac{1}{5}\times\frac{40}{100}$ CO_2 из флюса или $\frac{2,3\times100}{3,15\times45}\times\frac{1}{5}\times\frac{40}{100}\times\frac{12}{44}$ клг. C из флюса, что составит 0,035 клг. C.

4. На один килограмм угля колошникового газа будет $\frac{100\times75}{17,2\times100}=4,35$ клг. с небольшой поправкой на CO_2 из флюса, а именно 0,035 клг. C из флюса на 1 клг. угля дают $\frac{0,035\times44}{12}=0,128$ клг. CO^2 из флюса, значит, на 1 клг. угля колошникового газа, получаемого из угля, будет $4,350-0,128=4,222$ клг.

5. В газе у фурм будет по весу CO=34,5% и N=65,5%; в зимнее время можно не вводить и CO, зависящие от разложения влаги воздуха, потому количество газа у фурм на 1 клг. угля будет $\frac{4,222\times55}{65,5}=3,54$ клг.

6. Воздуха для этого газа будет нужно $\frac{3,54\times100}{117}=3,03$ клг.

7. У фурм за счет этого воздуха сгорит $\frac{3,03.23.1}{100}\times\frac{3}{4}=0,520$ клг. C на один килограмм засыпанного угля.

8. Из одного килограмма угля указанного качества (75% C) при медленной перегонке выделится с летучими $0,22\times0,326=0,072$ клг. C, исходя из принятия 22% по весу летучих веществ в угле при медленной перегон-

ливании и составе продуктов сухой перегонки в CO_2=70,2%, CO=25,5%, CH_4=3,3% и H_2=0,5% по весу, где на 1 клг. такого газа придется 0,326 кдч. C (Jon).

9. При обуглероживании чугун унесет на 1 клг. угля $\frac{2,3}{3,15} \times \frac{4}{100} =$ =0,030 клг. C.

10. До фурм без газофикации угля на один килограмм угля должно дойти 0,750—0,072—0,030=0,648 клг. C.

11. Мы же видели, что доходит только 0,520 клг. C., значит 0,128 клг. C газофицируется, не дойдя до фурм, что составит от содержания активного углерода в угле 20%.

Разведка дальнейших частей к низу шахты, а равно как верхних частей горна особого практического интереса не представляла. Незначительный теоретический интерес она могла бы иметь только в температурном отношении, но довольно ясно, что нужно было ожидать дальнейшего и уже медленного повышения температур до некоторого предела, повторения неравномерности распределения ее по верхней части шахты. Ниже этого предела должна была произойти перемена в том отношении, что область более высоких температур должна переместиться со средины печи к стенам, так как у фурм и над ними наивысшие температуры будут у стены печи, что и показали дальнейшие наблюдения над горном. Что касается состава газов на этих горизонтах, то никаких особенностей, никаких новых неожиданных явлений он представлять не мог, так как с переходом от 4-го горизонта книзу мы от области восстановительной переходим к подготовлению материалов к смешению, при котором произойдет выделение расплавленного и обуглероженного железа из кусков руды и при химическом воздействии кусков флюса, потерявшего углекислоту с кусками пустой породы руды плавление, получаемого соединения и образование жидкого шлака.

В большинстве случаев, даже при работе на горячий чугун плавления материалов выше плоскости осей фурм не наблюдается и около фурм проходит еще твердый материал хотя и „спелый", т. е. с вполне восстановленным и обуглероженным железом, так что окончательное плавление, образование чугуна и шлака произойдет только в нижней части горна под фурмами. Потому нижняя часть горна не есть просто конеж жидких материалов, а скорее лаборатория плавления и всевозможных химических реакций, между имеющимся уже чугуном, шлаком, спелым „товаром" и раскаленным углем, наглядным указателем на что служит не только ход спелого «товара» пред фурмами, но постоянное изменение химического состава чугуна и шлаков в горне даже при спелом ходе печи.

Стоит, например, в неурочное время произвести выпуск чугуна и шлака вскоре после очередного выпуска, как состав чугуна, вид и состав шлака будет уже другой, шлак будет значительно темнее предыдущего, как будто печь быстро перешла со спелого хода на сырой; на самом деле ничего подобного не произошло, а мы наблюдаем здесь только жидкий материал горна в другой стадии взаимодействия между остаточным чугуном, вновь образующимися жидкими массами и спелым „товаром", который теперь по массе

своей будет иметь превалирующее значение по сравнению с его значением для ванны во время периодического очередного выпуска.

В то время, когда я производил свои наблюдения над Алапаевской печью № 3-й размер горна печи в плоскости осей фурм, составляющий 8′ в диаметре, для круглых печей был единственным по своей величине на Урале, равно как и по числу фурм.

Обыкновенно число фурм у круглых горнов не превышало четырех, а диаметр горна 5′—6′; потому у техников, ведущих плавку, часто возникал в связи со слабыми результатами работы вопрос о том, не велик ли по своим размерам горн и достаточно ли он „продувается".

Даже возникало предположение о существовании в середине горна конуса полусплавленных материалов с основанием на лещади и вершиной, обращенной кверху. Поводом к последнему предположению послужило, вероятно, то обстоятельство, что прощупывание горна через чугунную летку при холодном ходе обнаруживало существование „горки" к средине горна, но это явление вполне нормально для всех печей при холодном ходе и состоит в наростании лещади холодным чугуном. Вместе с тем постоянное присутствие полурасплавленной массы в центре горна не вяжется со спелым ходом печи, каковой был довольно обыкновенным, так как реакции взаимодействия между продуктами спелого хода и присутствие в горне полусплавленной массы материалов должны были уничтожать признаки спелого хода по чугуну и шлаку и не давали ему обнаруживаться. С другой стороны проход горна через фурмы при помощи железного стержня никакой тягучей вязкой массы в горне не обнаруживал, стержень обыкновенно свободно проходил по оси фурм до противоположной стенки, при этом стержень снабжался деревянной втулкой, через которую он проходил и проталкивался через фурменный аппарат в горн, а втулка закрывала отверстие аппарата (гляделку) и предохранялась от загорания асбестовым кружком, на стороне обращенной к печи, так что в то время, как стержень был в печи ($^1/_2$ минуты), фурма работала нормально, втулка вынималась вместе со стержнем.

Над предположением же недостаточного продува горна следует несколько остановиться.

Считают, что горн вполне продувается, если частички кислорода дутья проникают частично от сопла фурмы до центра горна и уголь подвергается горению (образование CO) не только у фурм, но и в центре. Средством лучшего продува будет увеличение давления дутья у фурм, а значит и скорости частиц воздуха, поступающего в печь. Но так как нельзя безнаказанно увеличивать упругость дутья, а значит, при одном и том же размере сопел количества поступающего в печь в единицу времени воздуха и обусловленную этим скорость хода печи, то при увеличении упругости дутья обыкновенно приходится уменьшать размер сопел так, чтобы, если печь не позволяет ускорить хода, количество вдуваемого воздуха оставалось постоянным. При этом получается более тонкая струя воздуха и газа и более энергичное действие по оси фурмы.

Как практически определить больший или меньший „продув" горна в указанном смысле?

Научная библиотека Уральского Госуниверситета г. Свердловск

102,1/15 78764 42888

Так как таким продувом стараются достичь приблизительно одинаковой энергии реакции от сопла фурм к центру печи, то температура горна по оси фурмы от сопла до центра должна быть приблизительно одинакова; при таких условиях, если через фурмы пропустить железный стержень до центральных частей печи и продержать его столь незначительное время, чтобы он только успел настолько накалиться, чтобы степенью каления в различных своих частях отпечатал различие температур, то степень каления части стержня бывшего в печи и выдернутого из фурмы должна быть приблизительно одинакова.

При всех своих наблюдениях над распределением температур в горнах через фурмы я употреблял железный стержень в $^3/_4''$ диаметром, разделенный обыкновенно насечками на части одинаковой длины. Держался он в горне ровно полминуты, а для того, чтобы не нарушать работы фурмы, употреблялся тот способ закрытия гляделки фурмы, о котором я упомянул немного выше. О подобных наблюдениях и их результатах я упомяну при исследовании других печей в дальнейшем, а теперь пока буду продолжать о „продуве" горна и его значении. Усиление энергии горения угля благодаря увеличению упругости дутья, разумеется, увеличивает температуру в том месте, где оно происходит, так как благодаря увеличению количества газофицирующегося угля в узко ограниченной местным горением единице об'ема развивает в единицу времени большое число калорий, но увеличивает ли оно температуру всего горна, это большой вопрос.

А полезное действие горна несомненно обусловлено нестолько температурой отдельных его мест, сколько общей температурой некоторого его об'ема или иначе сказать количеством калорий, развиваемых горном в единицу времени в этом определенном об'еме, при чем за вычетом потери на наружное охлаждение должно существовать равновесие между приходом тепла и расходом на тот ряд реакций, который происходит в горне при данном состоянии плавки. Так что, если приток тепла в единицу времени увеличивается, то произойдет изменение реакций в горне в сторону поглощения тепла и ход печи делается более спелым вплоть до установления указанного равновесия. В обратном случае реакции направятся в сторону более холодного хода, как требующего меньшего количества тепла, так что горн сам регулирует свою работу, сохраняя по возможности указанное равновесие вплоть до того момента, когда уже начинается расстройство хода.

Единственным фактором, развивающим тепло в горне, будет количество воздуха, вдуваемого в печь и его температура. Но воздух может поступать в одном и том-же количестве, то сильными, но более тонкими и острыми струями, то более толстыми слабыми, при чем в том и другом случае в силу стремления к расширению и благодаря встречающимся на его пути препятствиям в виде материалов, он будет расходиться веерообразно, но в первом случае ствол веера будет тоньше и вообще говоря длиннее, расхождение струи начнется дальше, помимо того, сильное давление воздуха заставит его энергичнее проникать в встречающуюся массу или даже в отдельный кусок угля и тем сильнее подымать температуру в определенном ограниченном об'еме, пока не начнется вредное влияние такого давления, обусловливающее сильное механическое раздробление и распыливание угля, оче-

видно, наносящее ущерб сосредоточению тепла в определенном ограниченном об'еме и до сих пор только это последнее обстоятельство считалось препятствием к увеличению давления дутья и надлежащего, вообще говоря полезного „продува" горна.

Но никакого значения не придавалось тому, что у горна существуют междуфурменные пространства и что если придавать серьезное значение продуву центральных частей горна, то почему-же забывать о том, что и междуфурменные пространства по существу заслуживают такого же продува, как и центральные части. Продув же их возможен только быстро от сопла фурмы расходящимися веерообразно струями вдуваемого воздуха, каковых уже будет больше при дутье меньшей упругости и более толстой струе воздуха, потому наиболее выгодную упругость дутья нельзя ставить в исключительную зависимость от качества одного только угля. Дело здесь значительно сложнее, вот почему увеличение упругости дутья, допускаемое механической прочностью угля и не вызывающее еще подстоев шихты, далеко не всегда влечет большую экономичность работы.

Кроме того результаты реакции между газами и раскаленным углем в силу присутствия в газах, якобы, нейтрального азота, при одних условиях будут одни, а при других—другие и дело может не ограничиться одной реакцией между кислородом воздуха и раскаленным углем. Тогда такие, так сказать „застойные" места, могут быть ареной новых побочных реакций, могущих идти с поглощением тепла и тем вредно отзываться на полезном действии горна в смысле получения наибольшего числа калорий в определенном об'еме в единицу времени. Потому вопрос о наивыгоднейшем давлении дутья при данном устройстве и оборудовании горна будет обусловливаться не только механическими свойствами угля и продувом центральных частей, но и продувом междуфурменных пространств, а в связи с ним побочными реакциями в застойных местах горна, не подлежащих непосредственному действию дутья.

Поднимаемые здесь соображения и вопросы возникали у меня только постепенно по мере накопления исследований и приводили впоследствии к определенным выводам и практическим мерам их осуществления. Но в то время, когда я занимался Алапаевской печью № 3, я шел ощупью. Больше всего занимало общее распределение температур горна и состав газов, причем различению областей горна подлежащих прямому воздействию фурм и междуфурменных я пока не придавал значения.

Сделавши некоторое отступление, смысл которого будет постепенно выясняться в дальнейшем, перехожу к изложению наблюдений над горном печи № 3-й.

Над пятью фурмами были пробиты в горне отверстия, в них вставлены железные трубы, внутренним концом недоходящие до внутренней стенки горна с тем, чтобы отверстия менее засаривались и их было бы легче очистить. Над одной из фурм отверстия не сделано из-за практических неудобств для работы у этого отверстия. Отверстия находились примерно на расстоянии двух футов над плоскостью осей фурм; предполагалось, что на таком расстоянии от фурм газ будет вполне сформировавшимся и окончательная реакция между вдуваемым воздухом и углеродом угля уже произошла.

Сюда относятся наблюдения от 4-го июня по 11-е июня 1905 года, приведенные в таблице VI, где даны только итоги этих наблюдений. Состав газов над фурмами, как показывают наблюдения, в большинстве случаев содержит заметные количества CO_2, что указывает на то, что в газовой смеси некоторая часть ее еще не разложена углем при несовершенстве соприкосновения газовой струи с раскаленным углем, когда частицы CO_2, как первоначальный продукт действия кислорода воздуха на углерод угля не имели еще возможности вновь реагировать с углем. При дальнейшем под'еме по печи скоро такая реакция произойдет полностью.

Относительно количества CO видно, что в среднем газ по составу своему очень близок к теоретическому ее содержанию (34,5% по об'ему) при воздействии кислорода сухого воздуха на углерод угля. Сюда прибавляется очень незначительное количество от воздействия влаги дутья на углерод угля по реакции $H_2O+C=H_2+CO$; но в некоторых случаях количество окиси углерода значительно превышает теоретическое, доходя до 40—42%. Как показывают анализы, явление это случайное, иногда обнаруживающееся над той или другой фурмой, вскоре пропадающее, никогда не наблюдавшееся зараз над многими фурмами во время спелого хода, каков был во время наблюдений. Это приходится приписать случайному местному процессу прямого восстановления окислов железа углеродом угля, по ограниченности распространения, не влекущему за собой ухудшения хода печи.

Интересно, что фурма № 1, находящаяся почти под отводом с отверстием № 31 и действующая внизу в области слабее всего работающей части кольца, такого явления никогда не обнаруживала. Над ней же были и минимальные количества CO_2 в газе; вероятный результат распределения сыпи вверху. Постоянное присутствие водорода в составе газов и всегда почти в количестве превышающем то, которое можно ожидать из разложения влаги, вдуваемого воздуха, приносящем при реакции $H_2O+C=H_2+CO$ около 1% H_2, об'емный состав исследуемых газов, указывает, что водород, как продукт сухой перегонки дерева, оканчивает свое выделение из угля только возле фурм, метан же окончательно выделился ранее прихода угля к фурмам.

Распределение температур указывает на то, что реакции наиболее поглощающие тепло идут усиленнее в кольцевом поясе, неприлегающем к стене и недоходящем до центра горна. Последнее обстоятельство об'ясняется способом засыпи, образовавшимся уже на колошнике малодеятельным центральным пространством и представляет только его отпечаток в горне. Что же касается более горячего кольцевого пространства у стены, то здесь скорее всего дело не в ослаблении реакций, поглощающих тепло в виду того, что руда шла, как указано ранее, около стен печи, но в усиленном развитии тепловых реакций у сопел фурм в области прилегающей к стенкам горна. Приведенные исследования горна ни в каком отношении не указали на аномалии, по которым можно было бы судить, что сам по себе горн не нормален. Потому вопрос этот пришлось решить отрицательно других же вопросов, связанных с работою горна и влияющих на нее, у меня в то время не возникало.

Остается упомянуть об одновременно произведенных наблюдениях в распаре через отверстие, пробитое под первыми номерами верхних горизонтов с целью сравнить до некоторой степени работу шахты за это время с работой ее за время предшествующих наблюдений. Анализ газов из распара указывает, что горизонт конца непрямого восстановления руд газами значительно понизился, вместе с тем понизилась в среднем и температура колошникового газа—явление вполне естественное, так как с 7-го июня по 11-ое в шихту шла сырая руда за невозможностью обжечь ее на рудообжигательных печах.

В 1906 году были произведены некоторые улучшения в засыпи, состоящие в том, что на задней стороне печи в месте, обнаруживавшем слабую работу в кольцевой части против отверстий за третьими номерами было обращено внимание на лучшее выравнивание сыпи, улучшен надзор за засыпью и эти пока незначительные изменения в связи с постепенным увеличением упругости дутья с 4-х дюймов ртутного столба до 6″-7″ повлияли благотворно в смысле улучшения работы печи так, что сыпь руды в колошу была поднята до 60 пудов вместо прежней пятидесяти и ниже, а выход на 1 к. арш. угля за полный год достиг 2,67 пуд. при 49 п. 09 ф. выхода чугуна из ста пудов руды.

При таких условиях мне захотелось сделать сличение распределения состава газов и температур по шахте со старыми, для каковой цели я выбрал два ряда отверстий под номерами первыми и третьими на горизонтах первом и третьем и кроме того одно отверстие за номером первым на четвертом горизонте и упоминавшееся ранее отверстие в распаре.

Данные этих наблюдений, произведенные с 3-го по 18-ое мая 1906 г., приведены в таблице VII в виде итогов их. Как показывают наблюдения на стороне отверстий за номерами третьими произошло значительное улучшение состава газов, хотя выравнивания с качеством газов на стороне отверстий за номерами первыми еще далеко не получено. область высоких температур особенно в кольцевой работающей части значительно понизилась, а в связи с ними и область непрямого восстановления без последующей газофикации угля расширилась книзу, так что третий горизонт ни в одной его части нельзя причислить к области газофикации угля, а в направлении отверстий за номерами первыми эта область опустилась ниже распара. Эти наблюдения указывают на то, как чувствительна печь хотя бы и к малым улучшениям работы и ухода за нею, раз таковые ранее были далеко не на высоте (см. черт. 3-й).

Разумеется, после всего выясненного дальнейшие улучшения работы печи были не только возможны, но и путь к ним очень ясен и практически легко осуществим. Но насколько ему в действительности последовали и как далеко ушли, подробно не знаю, так как вскоре за переменой работы, а затем и уходом из Алапаевска потерял работу печи из виду. Имею только сведения общего характера, состоящие в том, что в указанном направлении улучшения производились. В 1909 году, например, когда угольная сыпь была увеличена и доведена до 4-х коробов, а засыпь производилась так, что уголь сваливался и выравнивался пехлами, при чем края угольной сыпи находились наравне с колошниковым кольцом, а середина

делалась несколько выпуклой с тем, чтобы можно было сталкиваемую на уголь сыпь тщательно разравнять нехлами по поверхности всего колошника вплоть до центра, результаты постепенно повысились настолько, что в хорошие дни работы выплавка достигала до 4000 пудов чугуна в сутки при 3,0 пудах на 1 куб. арш. угля, о каковых результатах, хотя и единичных, ранее и не мечтали, но точных данных, а равно и средних результатов у меня под руками не имеется.

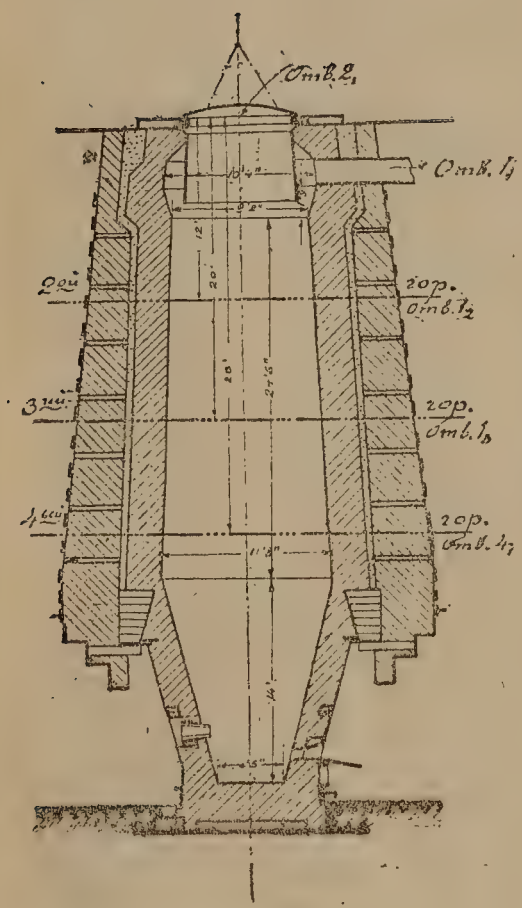
Вторая печь, подлежавшая исследованию, была Алапаевская печь № 2-ой. Профиль ее дан на чертеже № 4. К тому, что дает чертеж, следует присовокупить, что она имела один боковой отвод газов из пространства между газоуловителем и верхней частью печи в сторону соотвествующую отверстиям за номерами первыми в приводимых далее таблицах наблюдений, колошниковым прибором имела прибор Толандера, упрощенный, уральского типа, при чем во внутреннюю воронку сыпалось около половины сыпи и сыпь разравнивалась, газоуловитель внутрь шахты был опущен на 6′ от колошникового кольца. Диаметр колошника был всего 7′, шахта печи значительно более конической формы, чем у № 3-го, но значительно меньшего поперечного размера, горн с диаметром в плоскости осей фурм в 6′2″ оборудован был тремя фурмами, так что если окружность горна разделить на четыре равные части, то в трех точках деления будут расположены фурмы, под четвертой приходилось выпускное отверстие для чугуна в стороне, соответствующей отверстиям в шахте, обозначенных в таблицах наблюдений под первыми номерами. Об'ем печи, как уже ранее было указано, был 3240 кубич. фут.; работала она примерно на той же шахте, как и № 3-й, о работе ее сравнительно с третьим номером было сказано выше Из предыдущего видно, что печь № 2-й отличалась от № 3-го способом засыпи, резко поперечными размерами шахты и горна и оборудованием горна. На эти обстоятельства и пришлось обратить внимание при исследовании этой печи.

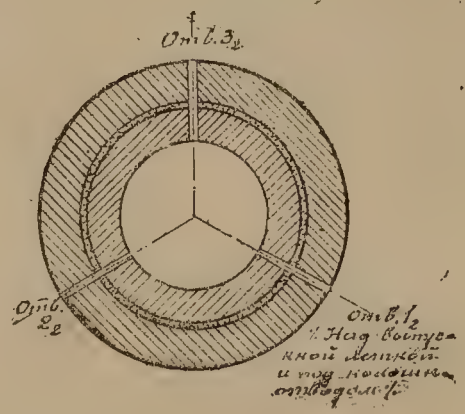
Для исследования были намечены в шахте четыре горизонта—один обозначенный внизу номера отверстия знаком один, составлял отвод под обозначением 1_1 и место на колошнике под аппаратом вблизи центра колошника под обозначением 2_1; второй горизонт с отверстиями в стенах шахты под №№ 1_2, 2_2 и 3_2 на глубине 12′ от колошникового кольца и 4_2 около центра печи; третий горизонт с отверстиями в стенах шахты под №№ 1_3, 2_3 и 3_3 на глубине 20′ от колошникового кольца и четвертый горизонт с отверстиями №№ 1_4 и 2_4 на глубине 28′ от колошникового кольца; отверстия 1_2, 1_3 и 1_4 равно как 2_2, 2_3, 2_4 и 3_2, 3_4 находились соответственно своим номерам друг под другом; отверстия одного горизонта отстояли друг от друга на 120° по дуге наружной окружности шахты, а №№ 1_2, 1_3 и 1_4 находились над выпускным отверстием для чугуна.

Наблюдения были произведены в два приема: первый раз с 15-го марта по 24-ое марта 1905 года без 4-го горизонта и без наблюдения температур, кроме колошниковой при лучшем ходе печи; другой раз с 29-го марта по 13-ое апреля с введением 4-го горизонта, с наблюдением температур в местах взятия проб газов и распределения их в горизонтальном направлении от места взятия пробы газа при худшем ходе печи.

ДОМЕННАЯ ПЕЧЬ №2

Нейво-Алапаевский завод.





Сечение по 2-му горизонту.

Сводка и результаты той и другой серии наблюдений помещены в таблицах VIII и IX. Рассматривая результаты той и другой серии наблюдений, видим во первых, что они соответственны и ни в каком противоречии друг к другу не находятся. Конечно, только цифровые данные второй серии ниже первой соответственно общему худшему ходу печей в связи с употреблением на половину елового печного угля, на половину осинового куренного, тогда как за время первой серии употреблялся на половину сосновый куренный и на половину сметничный печной. Соответствие результатов указывает на постоянство источников такого соответствия.

Во вторых колошниковый газ в отводе, будучи лучше по своему составу колошникового газа печи № 3-й не столь резко отличается и от газа из-под аппарата. Все это указывает на лучшее распределение сыпи, чем на № 3-м и лучшие экономические результаты, но все-таки равномерности нет и середина печи работает хуже.

В третьих, горизонт III, находящийся на глубине 20′ от колошника при нормальном ходе печи еще далеко не является предельным для работы непрямого восстановления руды газами и еще не газофицирует угля в виду присутствия здесь в значительном количестве углекислоты, тогда как на печи № 3-й горизонт на глубине 16′ уже имеет значительную часть не работающею непрямым восстановлением или газофицирует уголь при нормальных условиях работы. Это явление нарущается на № 2-м при условиях плохой работы.

В четвертых, у печи № 2-й в области отверстий под номерами первыми есть наклонность, а при плохом ходе резко сказывающаяся, к ухудшению состава газа в смысле его использования для восстановления руды, при чем количество окиси углерода в газе в этой области несоответственно велико.

В пятых, распределение температур вполне соответствует газам и, как мы уже видели при исследовании печи № 3-й углекислота в газе почти пропадает (становится менее 1%) при температуре около 800° С. Распределение температур в горизонтальном направлении к центру печи таково—в отверстиях за №№ первыми везде сильное каление, темного пояса почти нет, в отверстиях за №№ вторыми и третьими во втором горизонте у стен температура выше, чем в середине, в горизонте третьем в промежутке более темный пояс, у края и середине температура выше, иногда узкий вообще пояс высокой температуры у стены мало заметен.

Перейдем к обсуждению некоторых указанных замечаний, требующих более детального уяснения, чем это сделано попутно с самыми замечаниями.

При исследовании печи № 3-й мы уже видели, что главным, а там и исключительным фактором, обусловливающим распределение газов по составу и температуре было распределение сыпи на колошнике и способ ее засыпи.

И здесь приходится обратить особое внимание на этот фактор и только там, где он не может дать вполне понятных об'яснений, нужно искать какой-либо специальной причины. Потому указания в замечании втором в достаточной мере об'ясняются гораздо более равномерным распределением

сыпи на № 2 воронкой Толандера при малом колошнике печи № 2-й, имеющем размер диаметра в 7′ против 13′ 1″ диаметра колошника печи № 3-й, но и здесь полной равномерности еще не достигнуто. Распределение температур в горизонтальном направлении по отверстиям за №№ 2 и 3 в достаточной мере уясняется способом засыпи, при котором наибольшая густота сыпи будет в некотором незначительном расстоянии от края колошникового кольца из наружной воронки и расширяющимся профилем шахты в связи с вертикальным ходом рудной сыпи.

Совсем особняком стоит состав газов у отверстий за номерами первыми и распределение температуры в них по горизонтальному направлению. Так как в распределении сыпи на верху колошника нельзя было найти никаких об'яснений для особенностей указанного явления, а вместе с тем эти особенности вполне постоянны, то пришлось искать их вне зависимости от способа засыпи в нижних частях печи в самом ее устройстве. При рассмотрении нижней части печи № 2 единственно, что обращает на себя внимание и представляет большую особенность, это распределение фурм очень неравномерное и большой промежуток между фурмами в той части, где находилось выпускное отверстие для чугуна, над которым были исследованы газы и температуры через отверстия за первыми номерами; это обстоятельство заставило меня обратиться к исследованию горна в этой его части. Для исследования пробито было над выпускной леткой отверстие несколько повыше плоскости осей фурм и первые же наблюдения над составом газов в этой части дали удивительно характерную картину. При нормальном ходе печи в газе оказалось ненормально большое количество окиси углерода, далеко превышающее не только теоретическое, но и практически получавшееся при всех довольно многочисленных наблюдениях над горновыми газами печи № 3-й. Результаты этих наблюдений, бывших с 11-го мая по 25-е мая 1905 года, приведены в таблице X.

Что за причина такого неожиданного интересного явления? Причины здесь могут быть только две—или это количество окиси углерода абсолютно велико в связи с какими-то процессами в горне, способствующими ее образованию помимо сгорания углерода угля в кислороде, приносимого фурмами дутья и последующей газофикации первоначального продукта горения углекислоты или это количество велико только по отношению к той составной части газа, которую мы всегда определяем по составу, т. е. к азоту, при чем картина получится та-же самая, если без абсолютного увеличения окиси углерода будет убывать абсолютно азот.

Первое явление могло-бы иметь место в горне только при усиленном прямом восстановлении окислов железа руды в самом горне, что необходимо связано с сырым ходом и неполадками в работе, никак не согласующимся с нормальным ходом печи и работою на серый чугун, так что такое об'яснение поневоле отпадает и остается допустить второе. Но куда же девается в этом случае азот, раз он целиком не улавливается в газообразном состоянии? Если азот частично в чистом виде исчезает, то единственной причиной тому может служить образование с помощью угля в застойных частях горна, т. е. в тех, в которых нет прямого воздействия кислорода дутья на уголь, цианистых соединений; условия как будто тому

вполне благоприятствуют-наличность высокой температуры, большого количества угля и отсутствие более энергичных реакций соединения кислорода с углем, какие происходят в области фурм; к тому-же и газы этого места отличаются характерным запахом летучих цианистых соединений.

Наблюдения над распределением температуры в исследуемой части горна тоже подтверждают такое об'яснение, так как судя по ним, нужно ждать в этой застойной области реакций, идущих с поглащением тепла и уменьшающих относительную температуру этого места, а таковы как-раз будут результаты образования цианистых соединений, как эндотермичных.

Впоследствии это явление мною всегда наблюдалось и на многих других печах при аналогичных условиях, так что его нужно признать постоянным. А так как оно нежелательно, как понижающее крайне важный фактор хорошего экономного хода печи—температуру горна и количество калорий, выделяемых в единицу времени в единице об'ема, то в связи с ним возникает интересный вопрос о рациональном распределении фурм и числа их для данного сечения горна. Но здесь мы пока не будем останавливаться над этим вопросом, перейдем к нему впоследствии, а теперь снова возвратимся к печи № 2-ой, предупредив, что приведенное об'яснение бесспорного факта нуждается в особом, хотя-бы лабораторного характера исследовании.

В какой связи находится указанное здесь обстоятельство с явлениями, наблюдаемыми в верхних горизонтах печи?

Раз указанное при об'яснении явление имеет место, ток подымающегося над застойным местом газа, имея относительно большее количество окиси углерода и значительное количество цианистых соединений будет обладать в дальнейшем сильно восстановительными свойствами, а благодаря последним при их воздействии на окислы железа и излишним запасом тепла, так как разложение их будет происходить с выделением тепла; то, что они похитили в свое время у горна в отношении тепла, отдадут в вышележащих частях печи; таким образом должно об'ясняться с одной стороны излишнее количество окиси углерода в газах при отверстиях за номерами первыми, с другой избыточная температура у них по сравнению с температурами других мест на тех же горизонтах.

С 1908 года наблюдения были перенесены на доменные печи Лысьвенского округа, Теплогорскую, Висерскую и Кусье-Александровскую. Результаты наблюдений были поставлены в связь с теми изменениями в работе, устройстве и оборудовании печей, которые вызывались указаниями исследований; в связи с этими изменениями происходило резкое улучшение в технических и экономических результатах работы печей.

При производстве наблюдений над Лысьвенскими доменными печами и изменений ими вызываемых, я старался всегда следовать по возможности строгому принципу разделения приемов улучшения во времени и одновременно, и сразу не вводил нескольких изменений в условия работы с целью выяснить по возможности обстоятельно влияние каждой из них отдельно. Я знаю, что весьма часто при одновременном изменении нескольких усло-

вий работы смешивают значение каждого из них и производят неправильную оценку этих условий, взятых отдельно.

Принцип разделения относится особенно к тем условиям работы, изменение которых не связано с переустройством печи и не требовало ее долговременного останова. При изменениях иного характера поневоле приходилось вводить их единовременно, насколько нужда в них представлялась вполне ясною.

В дальнейшем изложении в виду тесной связи результатов исследования с изменениями в работе и устройстве печей я буду придерживаться плана исторического обзора хода работ и во многих случаях в виду многочисленности данных наблюдений, не приводя их детально буду давать только общие средние результаты, так как таких отдельных данных было-бы очень много и они в отдельности, не представляя особого интереса, излишне загромождали-бы материал изложения.

Между работами по исследованию печей Лысьвенского округа, по количеству этих исследований и по поучительности результатов на первом месте следует поставить работы наблюдений над Теплогорскою печью.

Прежде, чем приступить к дальнейшему изложению предмета настоящей работы, необходимо остановиться на раз'яснении вопроса о том, по каким техническим ясно уловимым признакам можно судить, наблюдается ли при известных изменениях условий работы печи действительный прогресс, связанный с указанными изменениями или в случае не очень резкой разницы в результатах—подлежит сомнению, не обуславливается-ли эта разница наличностью других изменений в работе, хотя незамечаемых, но могущих влиять в благоприятную сторону. Этот вопрос при наличности не слишком резких изменений очень существенный, тем более, что на практике поневоле приходится иметь дело с множеством условий, влияющих на результат работы, иногда вне всякой зависимости от воли техника, ведущего плавку. На первом плане среди таких условий будут—качество руд в смысле их восстановимости, богатство их железом (значит проц. выход чугуна из руд),качество угля, влияние времени года и погоды.

Все это такие условия, которые могут при одинаковых прочих обстоятельствах существенно менять результаты работы. Результат практической работы печи выражается двумя главными данными—средней суточной производительностью печи и экономичностью работы в смысле утилизации горючего, т. е. выходом чугуна на 1 куб. арш. угля.

При плавке очень переменных руд, особенно в отношении процентного содержания в них железа, как это имело место на печах Лысьвенского округа за все время моей работы, на это обстоятельство приходилось обращать особое внимание, чтобы не увлечься предвзятым мнением о значении вводимых в работу изменений. Кроме того об'емная мера угля —1 куб. арш. есть величина в известной степени переменная в зависимости от большей или меньшей крупности угля, от выжега и, наконец, от степени плотности укладки его и требований приемки. Вес короба угля в том виде, какой идет в плавку, тоже не может служить точной мерой количества угля, так как для древесных углей очень зависит от влажности и

переменчив: определять же точно влажность углей и учитывать это обстоятельство в практической работе трудно, в этом отношении об'емная мера даже более удобна и подходяща, чем весовая. Относительно же влияния богатства, или бедности руды, или %% выхода чугуна из руды на результаты плавки - на среднюю суточную производительность и коробовой выход чугуна можно сказать, что в течение долговременных наблюдений, когда не предпринималось целыми месяцами каких-либо иных преднамеренных изменений в работе печи, вырабатывалась на опыте довольно точная мера значения этого обстоятельства для результатов плавки, даже независимая от характера руд, изменяющих проц. выход чугуна, так что сравнение результатов плавки с достаточной степенью точности можно освободить от влияния этого, хотя и существенного обстоятельства и там, где это будет необходимо для убедительности приводимых данных, я укажу на эту практически выработавшуюся меру, чем и сделаю результаты сравнимыми.

Что касается влияния качества угля, то здесь самым существенным представляется количество его в принятой единице меры—1 куб. арш., т.е. его укладка при приемке и степень крупности, могущие иметь влияние на результат работы.

О влажности угля, степени его выжега, я не упоминаю, потому что во всех случаях наблюдений, равно как и вообще в продолжении всего времени, пока под моим наблюдением велась работа Лысьвенских печей, я принимал все меры для того, чтобы иметь уголь возможно сухим, а в таком случае недожег или пережег угля в виду большого постоянства его весового состава по углероду (от 76 до 75% С) мог иметь очень кратковременное и совершенно случайное легко замечаемое влияние, немогущее изменить утверждаемых результатов плавки, результатов в большинстве случаев продолжительного опыта. Что касается приемки угля, то как я уже заметил, это обстоятельство гораздо более существенно при наличности угля однородной древесины и одного и того же способа приготовления. Здесь следует указать, что, во первых—во всех случаях сравнения результатов работы никогда не предпринималось никаких специальных мер относительно приемки (она шла так, как во всякое другое время), во вторых—при наличности даже различных условий приемки и измерения угля, но при его однородности есть очень надежный и тонкий способ суждения о большей или меньшей экономичности работы печи по расходу угля вне зависимости от указанного условия—это состав колошникового газа по угольной кислоте и окиси углерода, находящихся для углей одного и того же способа выжега и их качества в прямом соотношении с экономичностью работы печи, так что в огромном большинстве случаев, когда анализ колошниковых газов производился достаточно тщательно, независимо от качества угля и употребления большего или меньшего количества сырого флюса, сумма об'емных содержаний этих газов в сухом колошниковом газе никогда не выходила из очень тесных пределов 39—40%, при чем соответственно увеличению или уменьшению количества CO_2 уменьшается или увеличивается содержание CO и при таких условиях сравнение %% содержания CO_2 в колошниковых газах, отчасти контролируемое содержанием CO, служит очень хорошим средством для сравнения экономичности работы печи

по углю. Этот прием суждения об экономичности работы особенно хорош при сравнении результатов работы различных печей, где способ приемки может быть весьма различен для углей одного и того же качества.

Стоит остановиться над тем, какое влияние на этот прием контроля может оказать различная флюсовка в зависимости от степени богатства шихты железом и тот или другой характер выжига угля, а при одном и том же способе выжига—недожег или пережег угля.

Так как шихта в смысле богатства содержанием железа при разнообразии употреблявшихся в плавку руд была весьма переменчива от minimum'а выхода чугуна из руд в 42—43% до maximum'а в 51—52% по средним месячным результатам *), то влияние флюсовки на содержание CO_2 в колошниковом газе было гораздо более значительным, чем влияние выжига угля.

По техническим данным количество флюса менялось от 10% от веса руды до 17,5%.

По данным теплового баланса, подсчитанного применительно к результатам плавки за январь 1913 года в Теплой Горе при выходе чугуна из руды в 49%, употреблялось флюса в шихту 13,2% от веса руды и в одну минуту расходовалось его 10,73 клг. при содержании CO_2 во флюсе в 42,46% по весу. Значит в одну минуту выделялось флюсом $10,73 \times 0.4246 = 4.56$ клг. CO_2; в тоже время сухого колошникового газа выделялось в 1 минуту 130,38 кубич. метр. В нем при 16% CO_2 по об'ему было 41 клг. CO_2, потому CO_2 из флюса составляло $16 . \frac{4.56}{41} = 1,78\%$ из 16% по об'ему CO_2. В крайних случаях при выходе чугуна из руды в 42—43% в колошниковом газе из флюса было бы по об'ему $\frac{1,78.17.5}{13,2} = 2,36\%$ CO_2, а minimum $\frac{1,78.10}{13,2} = 1,35\%$, т. е. вся разница в содержании CO_2 в колошниковом газе в зависимости от крайностей флюсовки должна была варьировать в пределах 1% содержания CO_2 по об'ему. Когда сравниваемые результаты брались при слишком различном содержании железа в шихте, тогда не следует пренебрегать влиянием этого фактора на сравнение результатов экономичности работы по об'емному содержанию CO_2 в колошниковом газе, так как этот фактор будет менять во всяком случае десятые доли процента содержания CO_2, легко и точно определяемые анализом.

Посмотрим теперь, какое значение будет иметь другой побочный фактор, влияющий на содержание CO_2 в колошниковом газе, а именно та или другая степень выжега угля, употреблявшегося в плавку.

Уголь, употреблявшийся в плавку, был исключительно еловый, выжженный в обыкновенных печах Шварца и при употреблении в плавку варьировал в совершенно сухой массе в пределах 75—77% содержания С по весу в средних пробах из короба угля. При 76,7% С в угле, как это имело место при подсчете вышеуказанного баланса, на долю летучих веществ угля приходилось 22% по весу, из них на долю CO_2—70,2%, что

*) Годовые результаты всегда колебались значительно менее.

при расходе его в сутки в 55.040 клг. давало в одну минуту $\frac{55040.22.70,2}{24.60.100.100}$ —5,89 клг. CO_2, выделявшегося с колошниковым газом, что составляет 16 $\frac{5.89}{41}$ $\simeq$ 2,3% CO_2 по об'ему колошникового газа.

По точным определениям в отдельных очень недожженных кусках угля при весовом содержании в нем C в 65%, связанного углерода было 15%, а в отдельных кусках сильно обожженного угля при 78,2% C, связанного C было 8% по весу, при чем на долю CO_2 в летучих угля приходится почти половина связанного углерода, т. е. в первом случае 7,5% C, а во втором 4% C. Допуская интерполирование, имеем, что при расходе 1 клг. угля на каждый лишний 1% по весу углерода в угле будем иметь уменьшение связанного C в CO_2 в летучих $\frac{7,5-4}{(78,2-65)100}$ $\simeq$ 0,0026 клг. C или уменьшение $\frac{0,0026.44}{12}$ =0,0095 клг. CO_2.

При расходе в 1 минуту $\frac{55040}{24.60}$ $\simeq$ 38,2 клг. угля уменьшение будет =0,0095×38,2 =0,36 клг. CO_2, т. е. уменьшит содержание CO_2 в колошниковом газе на $\frac{16.0,36}{41}$ —0,41% CO_2. Значит при колебании среднего содержания C в угле от одного массового практического предела в 75% до другого в 77% C изменение содержания CO_2 в колошниковом газе по об'ему в зависимости от этого побочного фактора будет колебаться в пределах 0,14×2 $\simeq$ 0,3% CO_2 maximum и это будет возможная крайняя ошибка, если не считаться совсем с указанным фактором.

Практически эта ошибка будет значительно менее, если имеем дело с результатами наблюдений за довольно продолжительный период, обнимающий недельный или более срок в силу смешения углей всякого выжега и того строгого внимания, которое уделялось вопросу о недожеге или пережеге угля.

Что касается влияния времени года и погоды, то это влияние практически столь переменчиво и разнообразно, что нет никакой возможности особенно при наблюдениях долговременных, продолжавшихся неделями, произвести этому фактору какой-либо учет при условиях плавки Теплогорской печи. Так, теоретически благоприятное время плавки зимнее, в холодные ясные дни в значительной степени маскировалось тем обстоятельством, что руды в зимнее время, поступая из открытых отвалов в плавку пропитаны были влагою осенних дождей и из забоев смерзались, благодаря чему хуже рассыпались при завалке и замаскировывали другие благоприятные условия плавки.

В смысле влияния погоды на качество углей, тоже практически нельзя было считать зиму заметно более благоприятным временем для плавки, так как обилие снежного времени зимой и меры для скорой доставки сухого угля с токов или из запаса, в сараях летом компенсировали теоретически более благоприятное влияние зимнего выжега. Здесь более значения имели другие случайные и переменные влияния —как, например, качество дров.

Влияние всех только что указанных обстоятельств, раз они явно имели место, исключалось уже тем, что при суждении о влиянии того или другого технического приема на результаты плавки, никогда не брались данные, имевшие место при явно благоприятных или явно неблагоприятных побочных условиях, как в смысле влияния качества руд, так и углей.

К началу 1908 года Теплогорская печь имела эллиптическую шихту и прямоугольный горн (чер. 5 и 6). Профиль ее в двух поперечных разрезах дан на чертеже № 7. Основные ее размеры в то время были—высота 48'8" от лещади до колошникового кольца, эллиптический колошник с большою осью в 14'4" и малою в 9'2", шахта почти цилиндрическая, в распаре размер большой оси эллипса 15'8", а малой 10'2", высота распара над лещадью 20'3", прямоугольный с'уживающийся к лещади горн имел в плоскости осей фурм размеры по длинной стороне 9'11", по короткой 28", горн был оборудован восемью фурмами, расположенными по четыре по длинным сторонам прямоугольника так, что каждая фурма находилась против междуфурменного пространства противоположной стороны; на коротких сторонах фурм не было; на одной из них находилась выпускная летка для чугуна и шлаковое отверстие.

Печь работала на горячем дутье от чугунного воздухонагревательного аппарата, дававшего нагрев в 400° С при выходе из аппарата; вследствие потери нагрева при проходе от аппарата к фурмам температура у фурм опускалась от 380° до 340° С, смотря по расстоянию до фурмы. Упругость дутья составляла 2½" по ртутному столбу.

Колошниковый аппарат представлял простую крышку, сквозь которую проходила центральная газовая труба для отвода колошниковых газов, диаметра 4'; для улавливания газа она была опущена в шихту на 8', отвод газов из центральной трубы производился при помощи двух диаметрально противоположных газоотводов: один вел газ под котлы, другой к воздухонагревательному аппарату.

Крышка поднималась на блоках вертикально, при чем центральная газоотводная труба служила направляющей при под'еме крышки.

Засыпь с точного веса производилась в ручную с корыт и разбрасывалась равномерно по площади колошникового отверстия.

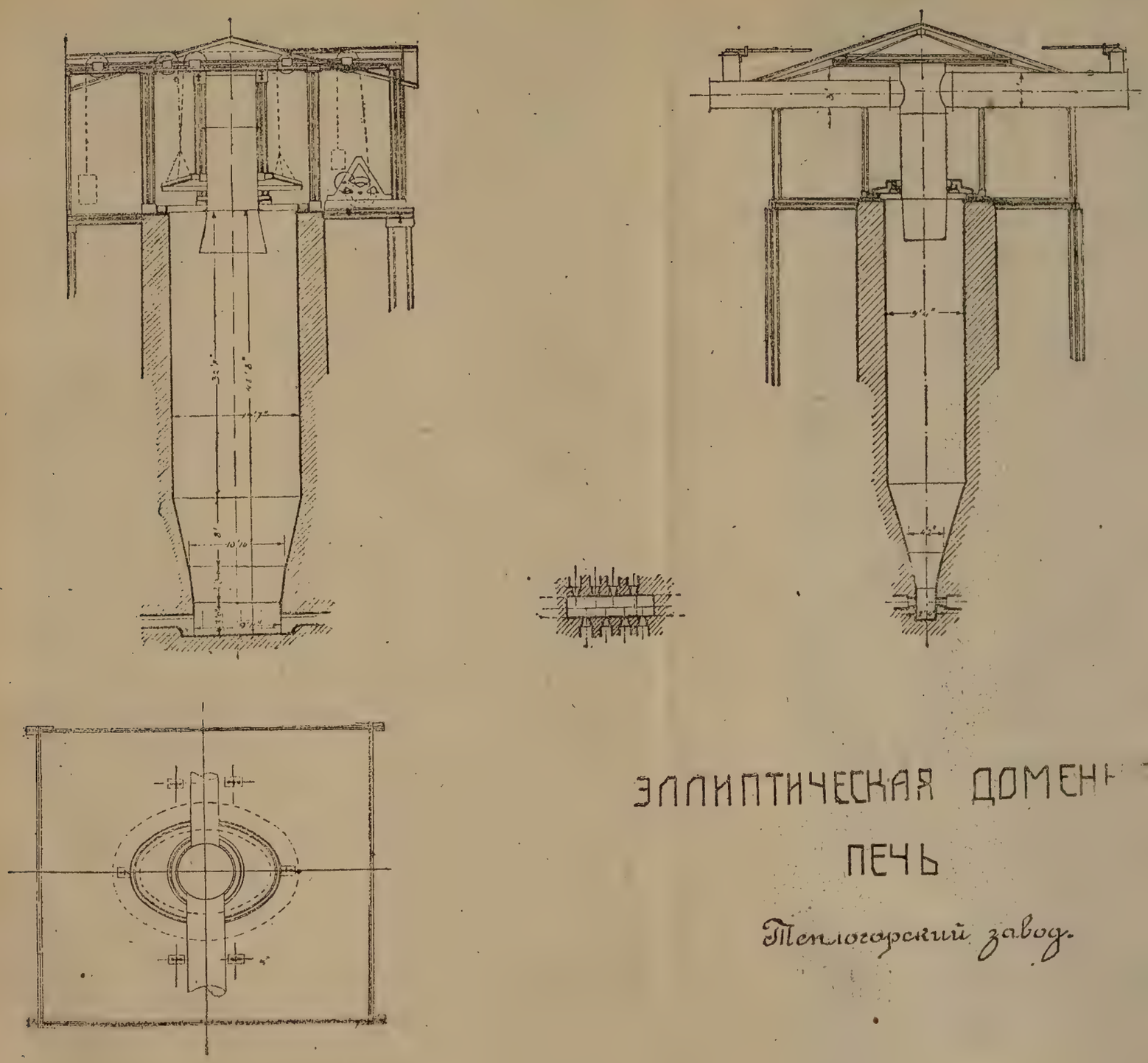
Колоша угольная состояла из полутора коробов крупного елового угля печного обжига.

Короб угля, имея емкость в 8,24 куб. аршина при весе короба в 24—25 пудов.

Недавно ремонтированная и поставленная на горячее дутье печь к началу 1908 года давала в среднем около 1400 пуд. чугуна в сутки при 47—48% выходе из руд—необожженных бурых железняков и выходе на 1 куб. арш. угля 2,3—2,4 пуда; в сутки сходило в среднем 48 колош.

В это время условия работы печи по степени восстановимости рудной шихты нужно считать равноценными с работой Алапаевских печей.

Так печь шла сравнительно недолго—два с небольшим месяца в течение ноября—декабря предшествующего года и части января 1908 года, но в январе месяце стали происходить частые опрокидывания колош, при



ЭЛЛИПТИЧЕСКАЯ ДОМЕННАЯ ПЕЧЬ

Теплогорский завод.

ПРОФИЛЬ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Теплогорского завода

Вместимость 5880 куб. фут.

чем по длинной южной стороне печи происходил подстой, а северная сторона проваливалась. Явление это особенно участилось к концу января, что повлекло за собою сильное падение выхода на 1 куб. арш. угля и суточной выплавки, дошедшей до 1.000 пудов (см. табл. XIII).

Необходимо было принять скорые меры к устранению указанного недостатка, связанного с употреблением в шихту значительного количества мелкой руды. Но так как устранить эту причину было трудно по соображениям хозяйственного характера, то пришлось искать выхода в ином направлении, помогая сходу более плотной шихты устранением препятствий ему. Пришлось признать, что вытянутая узкая нижняя часть печи от заплечиков до лещади при данных условиях работы представляла слишком большое сопротивление ровному сходу шихты благодаря трению о стенки, почему я решил на ходу быстро изменить профиль печи в смысле его расширения, тогда сопротивление трения было бы относительно меньшим. А так как южная сторона регулярно представляла большое сопротивление, образуя подстой, то я счел нужным расширить профиль в южном направлении, для каковой цели фурмы южной стороны были выдвинуты из горна на 6" с тем, чтобы оплавить часть выше лежащей стены, а для облегчения оплавления при засыпи на южную часть печи засыпалось руды на 4—6 пудов менее, чем на северную при общей сыпи в 74—76 пудов на колошу.

Оплавление стало происходить быстро, сказалось тем, что шлаки, благодаря примеси материала стен, стали значительно более кислые, чем следовало ожидать по расчету шихты.

Для исследования влияний указанных изменений на внутреннюю работу печи, пробиты были отверстия в стенах печи по два в ряд над фурмами южной и северной стороны на высоте 6'8" над лещадью и на расстоянии нескольких футов друг от друга и по одному отверстию с тех же сторон на высоте 13'6" над лещадью, т. е. все ниже распара, а первые всего на 4'4" выше фурм.

Анализы газов, взятых у стен в указанных отверстиях даны в таблице XI-й в виде сводки отдельных наблюдений. Эти анализы характеризуют резко различную работу сторон печи; в то время, как на северной стороне шел еще достаточно интенсивный процесс непрямого восстановления руд газами весьма недалеко от фурм, на южной стороне он заканчивался несравненно выше, вблизи распара.

К сожалению за недостатком в то время приборов для измерения температур нельзя было сделать параллельно точных измерений температур указанных мест, но наглядным показателем огромного различия температур в одном и том же сечении печи служил железный стержень, который в отверстии на 13'6" над лещадью с южной стороны накаливался до-бела, с северной же стороны не получал и темно-красного каления на свету, что вполне согласуется со средним анализом газов, так как при наличии всего предыдущего опыта по исследованию печей при содержании в газе в среднем 6,2% CO_2 нужно было ждать температуры его не выше 600°C, т. е. такой, при которой на свету каление почти незаметно.

В этих наблюдениях интересен факт очень низкого опускания предельного горизонта реакции восстановления руды газами без заметной газофикации углерода угля углекислотою, хотя бы в одной половине печи и в то же время печь шла нормально, горн работал исправно, никаких реакций прямого восстановления в горне не замечалось; значит работа окончательного, но еще значительного восстановления руды на северной стороне совершалась на незначительном по высоте пространстве между указанным выше нижним горизонтом и фурмами примерно на расстоянии 4-х фут. и так как по расчету скорость схода сыпи составляла более двух фут. в час, то на такое окончание процесса восстановления уходило менее 2-х часов времени. Указанная выше мера для скорого изменения профиля и расширения нижней его части через несколько дней привела к желаемому результату, печь не только пошла нормально, но настолько значительно улучшила работу, что в дальнейшем при более бедной шихте и выходе чугуна из руд в 43,5% позволила увеличить сыпь, ускорить сход колош и повысить выход; выплавка достигла в среднем 1600 пуд. в сутки при выходе на 1 куб. арш. угля в 2,64 пуда чугуна, по истечении 4-х дней, в течение которых оплавилась южная стенка горна (см. табл. XIII). Явно улучшившиеся результаты плавки при расширении профиля нижней части печи с южной стороны с выдвиганием фурм (№№ 1, 2, 3 и 4) этой стороны дали повод предположить возможность дальнейшего улучшения работы при дальнейшем расширении профиля, но уже с другой стороны, с которой стенка горна и нижней части заплечиков оставалась нетронутою.

С этой целью 6-го марта были выдвинуты тоже на 6'' из горна фурмы северной стороны (№№ 5, 6, 7 и 8). Результат не замедлил сказаться, что видно из таблицы XIII по данным с 10 марта и по конец его.

Данные таблицы XIII с точки зрения влияния побочных обстоятельств, о которых была речь выше, весьма наглядны и поучительны, так как имели место при наличности ухудшения очень важного фактора—понижения процентного содержания железа в проплавляемых рудах и процентного выхода из них чугуна.

Вопрос, затронутый указанными изменениями на ходу печи—вопрос размера нижней части профиля, верхнего горна и нижней части заплечиков чрезвычайно важный, можно сказать, коренной при проэктировании новой печи или капитальном ремонте старой. От решения его в высокой степени зависит результат дальнейшей работы печи, тем более, что на этот счет среди практиков, а равно и в учебниках металлургии существует большой предрассудок и нет строго установленного и подкрепленного практикой определенного и ясного мнения. Нужно думать, что практики сплошь и рядом, следуя книжным указаниям, боялись увеличения размеров горна, не только часто по слабости воздуходувных устройств, легко устранимых, но и по теоретическим соображениям, почерпнутым из руководств, согласно которым горн малых размеров считался горячее работающим, потому дающим более экономические результаты в смысле расхода угля на пуд чугуна и особенно пригодным для трудно восстановимых руд. Господством такого мнения была обусловлена сильная задержка в прогрессе плавки древесноугольных печей на Урале в течение долгих лет, тем более что юны-

ки новшества в этом направлении были сплошь и рядом неудачны. Но по всей вероятности причины этих неудач лежали совсем в другой области, а не в том, чему они приписывались. Только так можно об'яснить то, что напр. горн Теплогорской печи в течение по крайней мере полутора десятков лет *) при капитальных ремонтах оставался по размерам своим строго неизменным. Очевидно даже теоретически вопрос разрешался неправильно и во всяком случае односторонне.

Если такое мнение и имело практическую подкладку, а нужно думать —это так и было, то причины ошибочного вывода из практики следует искать в условиях, при которых производились наблюдения и которые не учитывались надлежащим образом. Учет, видимо, производился только в смысле необходимости усиления упругости дутья при увеличении профиля нижней части печи, но не придавалось достаточного значения соответственному оборудованию горна, увеличению его активной части в том смысле, как это мною отчасти уже трактовалось ранее, или при постройке печи с увеличенным размером горна увеличивали соответственно и размеры других частей печи, при чем в сильной степени менялись другие условия плавки в неблагоприятную сторону, например, способ засыпи, допустимый при одних данных профиля печи и недопустимый при других. Примером чего могла служить исследованная мною детально печь № 3 Алапаевского завода; были тому и другие причины, например—строя печи с большими размерами профиля, ставили засыпным аппаратом для нее простую, но герметически закрывающуюся воронку Парри, негодную для экономичного хода древесноугольной печи. Могли, конечно, быть и другие причины неудач, но в каждом отдельном случае они требовали бы особого исследования прежде, чем делать из неудачи необоснованный вывод.

Полезное действие горна и связанная с ним большая или меньшая экономичность работы печи относительно расхода угля несомненно определяется среднею температурою его в наиболее важной плоскости сечения его —в плоскости осей фурм; чем она в среднем выше, тем при одинаковых прочих условиях несомненно будет выше утилизация угля и с нею неразрывно связано то количество калорий, которое даст печь в единицу времени, при проходе чрез эту плоскость определенного количества угля. Разумеется, здесь речь идет о той максимальной температуре, которая была бы развита горном при отсутствии работы плавки, а не о действительной температуре горна.

Эта возможная максимальная средняя температура или связанное с нею количество калорий в единицу времени есть функция многих переменных. Эти переменные суть—размер горна в этой плоскости, число фурм, размеры сопла фурмы, упругость дутья, а значит и количество его в единицу времени, нагрев дутья, качество угля, по крайней мере в смысле его крупности, так как уголь в крупных кусках иначе относится к действию на него дутья в смысле сосредоточения энергии горения, чем уголь мелкий рассеиваемый дутьем, в то время, как механическую прочность их можно

*) Даже при капитальном ремонте печи в 1907 году и переходе с устройством воздухонагревательного аппарата на горячее дутье профиль печи был без изменения повторен по чертежу 1896 г.

считать одинаковой, так как опыт показывает, что всякий уголь, прошедший через горн и оставшийся целым, как подвергнутый продолжительному действию высокой температуры, отличается большой механической прочностью. Предполагая качество угля постоянным, температуру нагрева дутья определенной—остановимся детальнее на значении первых переменных—на размере горна, числе фурм, размере сопла и упругости дутья.

Нужно сказать, что не все эти переменные являются независимыми. между ними есть связь. Для нормальной работы печи необходимо известное соотношение их и нельзя произвольно менять одну из них, не меняя других. Это главные условия работы горна; но есть и другие, зависящие от упомянутых, о которых нельзя забывать, так как они в силу связи с первыми служат хорошим средством для выяснения значения первых. Это потеря тепла стенками, характер движения и побочные реакции между газами горна и углем. На последние я обращал внимание значительно ранее.

По балансу тепла, подсчитанному по ходу Теплогорской печи в январе 1913 года потеря тепла на нагрев фурменной воды из общего количества 114061 больших калорий, получаемых печью в 1 минуту, уходит на нагрев охлаждающей фурмы и горн воды и на лучеиспускание 4165 бол. калорий. т. е. около 3,7% общего потребления тепла печью и совершенно понятно, что эта потеря будет тем менее в процентном отношении, чем размеры нижнего профиля печи будут значительнее, как по чисто геометрическим соображениям, соотношения об'ема с величиной наружной поверхности, так и по условиям большой быстроты схода колош при увеличении профиля, так что одно это обстоятельство уже должно способствовать большей экономичности плавки.

Затем второе обстоятельство и по моему мнению очень существенное, это очень различный характер движения сыпи при профиле широком по сравнению с движением ее при профиле узком, не только в смысле ослабления легко образующихся при узком профиле явных подстоев, а вслед за ними катастрофическом появлении осадков, когда плавильные массы различного времени схода и различной подготовки несвоевременно приходят в горн, здесь поглощают тепло, необходимое для других целей и тем сильно понижают его температуру. Но при узком профиле печи могут иметь место постоянные и непрерывные явления неявных мелких подстоев и осадков. Печь идет, резко выражаясь, постоянными подстоями и осадками и во всяком случае при постоянном, внешне незаметном смешении плавильных материалов в нижней части печи; эти явления при дальнейшем ускорении хода печи переходя в катастрофические и неблагоприятные последствия явных подстоев и осадков, только сильно ослабленные имеют место и при нормальном ходе печи с узким нижним профилем.

Третий фактор работы печи, связанный с размерами горна и оборудованием его фурмами—побочные реакции горна упоминались мною уже ранее. Здесь уместно над этим фактором остановиться и развить понятия из него вытекающие подробнее. В междуфурменных пространствах и вообще, где в горне нет прямых реакций между кислородом дутья и углем, имеются в

наличности побочные реакции образования цианистых соединений. Эти реакции происходят поглощением тепла и играют отрицательную роль в развитии температуры горна, а значит и в экономичности работы печи.

Вот почему необходима тесная связь между поперечным размером горна в плоскости осей фурм и оборудовании его фурмами. Почему неудачно было бы увеличение размера горна при недостаточном оборудовании фурмами и такой опыт мог бы дать отрицательные результаты вследствие неправильной и односторонней его постановки.

Всю область горна, определяемую соплами фурм и в которой имеет преобладающее значение прямая реакция между углем и кислородом дутья, я назвал активной частью горна, остальную пассивной.

Вопрос о том, в какой числовой точно определенной связи должен находиться поперечный размер горна с оборудованием его фурмами, размерами глаза сопла и упругостью дутья, теоретически не может быть решен. Он может быть решаем только практически в каждом отдельном случае.

Не мешает помнить, что последний вопрос довольно тесно связан с ранее указанным фактором—характером схода сыпи в нижней части печи, так как в междуфурменных пространствах, особенно широких, будут образовываться столбики шихты, образуемые при менее энергичном расходовании здесь угля и способствующие подстоям выше лежащих частей шихты и неравномерному ее сходу.

Я уже говорил, что признаком побочных реакций горна служит анализ газа из этих частей горна, но брать газы возможно только от стен горна. Части же горна, лежащие далее, так исследованы быть не могут. Как же можно составить хотя бы приблизительное понятие о работе в указанном направлении других частей горна? Единственное средство здесь состоит в том, чтобы уловить относительное распределение температуры горна, так как в местах, где нет нормальной реакции взаимодействия кислорода дутья и угля и имеют место побочные реакции, температура его должна быть ниже. Ранее было указано, что понятие о распределении температур в горне по направлению оси какой-либо фурмы можно составить по наружному виду железного стержня, введенного в горн через гляделку фурмы.

При извлечении его из горна, тотчас же на нем должны быть обозначены места различного каления и потом на изображении его на бумаге должны быть сделаны соответствующие отметки.

Такие опыты для Теплогорской печи были поставлены с октября 1908 года при измененных размерах горна указанных выше. Они производились ежедневно в течение нескольких месяцев.

Результаты их при нормальной работе горна довольно однообразны и для того, чтобы дать о них представление, привожу несколько примеров (смотр. черт. 8, 9): из них видно, что для Теплогорского горна при условиях работы того времени неактивных частей очень мало, не только против фурм в областях, лежащих ближе к стенкам, но и средина горна активна. Наименьшая активность наблюдается у стен в междуфурменных пространствах.

Здесь уместно будет в связи с предметом изложения сделать некоторое отступление в сторону, обсуждения вопроса о рациональности вытянутой прямоугольной формы горна, а значит печей с вытянутым эллиптическим сечением шахты.

Опыты с определением распределения температур в горне над круглыми печами (Бисерск, Кусье-Александр. заводов) в указанном отношении никогда не давали столь благоприятных результатов, как Теплогорская печь, а вместе с тем в тех случаях, когда условия плавки в смысле качества руд и угля, нагрева дутья и пр. были сходны на круглых печах, явно никогда не удавалось достигнуть экономичности работы Теплогорской печи в отношении расхода угля на пуд выплавляемого чугуна. Это наблюдалось и в том случае, когда оборудование фурмами в отношении к величине площади сечения горна по осям фурм в круглых печах не уступало Теплогорской.

Это обстоятельство я приписываю исключительно вытянутой форме горна—как наиболее рациональной для „продува" горна и обращения при одних и тех же условиях большей его части в активную, несмотря на то, что в смысле потери тепла лучеиспусканием и проводимостью эта форма менее рациональна, чем круглая.

Здесь могло бы иметь место одно возражение—это большая емкость Теплогорской шахты по сравнению с другими—Бисерской и Кусье-Александровской и несколько лучшее распределение на ней сыпи. Но мы увидим далее, что последнее обстоятельство не столь различно было для этих печей. А что касается большей емкости шахты, то, во-первых, эта шахта в первую кампанию при мне (до 1912 года) была значительно ниже других, что уже должно бы ухудшать ее работу, во-вторых, производительность этой печи по сравнению с другими в одинаковых условиях плавки была выше, чем даже допускала прямая пропорциональность по об'ему, так что горн Теплогорской доменной печи перерабатывал в единицу времени большее количество материалов, чем горна круглых печей. Это обстоятельство приходится приписать большей рациональности его формы дающей, возможность лучше сосредоточить жар в области сечения горна плоскостью фурм и дать здесь в единицу времени большее число калорий.

Теперь возвратимся к дальнейшим исследованиям над Теплогорской печью в их хронологическом порядке. В марте же месяце в целях уяснения влияния устройств для отвода колошникового газа и способа засыпи шихты на высоте 11'—12' вниз от колошникового кольца по периферии шахты были пробиты четыре отверстия на равном расстоянии друг от друга, одно с южной стороны, другое с северной, третье со стороны выпуска (восточной) и четвертое с противоположной выпуску. В этих отверстиях пробы газов брались не только от стен, но и из других мест сечения шахты.

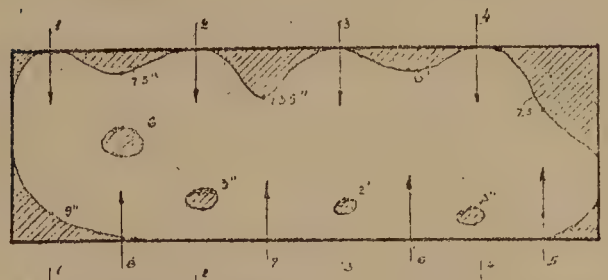
Отверстия со значком 2 внизу находились в расстоянии 2-х фут., а со значком 3 в расстоянии 4-х фут. от соответствующей внутренней стенки внутрь печи.

Результаты наблюдений помещены в таблице XII-й. Они указывают на большую равномерность сыпи и результатов действия газов на нее и толщ

ГОРН ТЕПЛОГОРСКОЙ ДОМ. ПЕЧИ

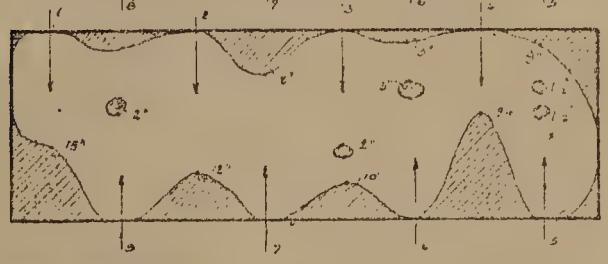
Таблица XIV.

1



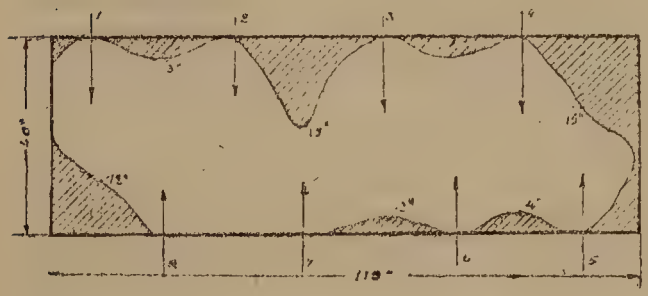
9 окт. 1908 г.
8 ч. утра.

2



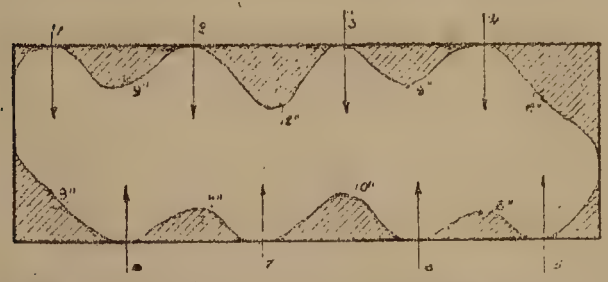
9 окт. 1908 г.
7 ч. вех.

3



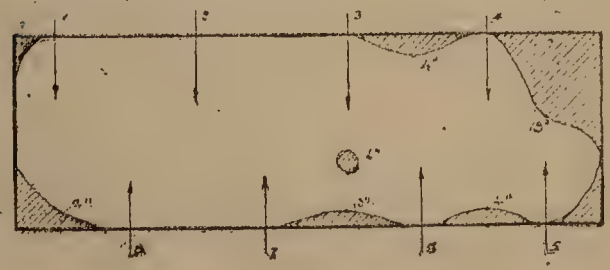
14 окт. 1908 г.
9 ч. утра.

4



14 окт. 1908 г.
3 ч. дня.

5



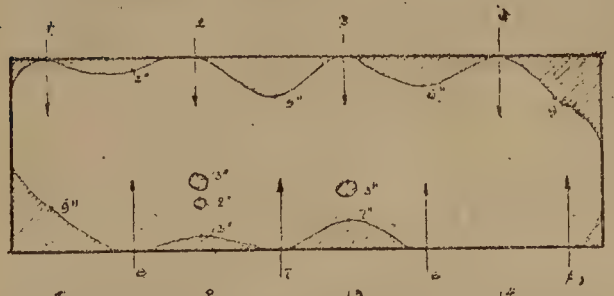
18 окт 1908 г
7 ч. утра.

ГОРН ТЕПЛОГОРСКОЙ ДОМ. ПЕЧИ

Таблица XIV

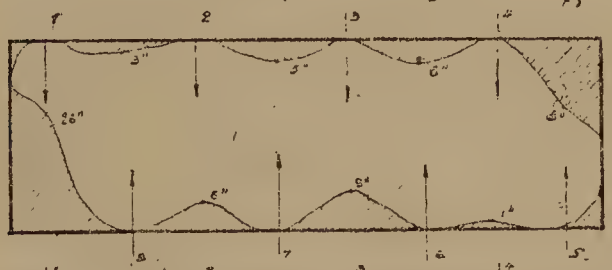
(продолжение)

6



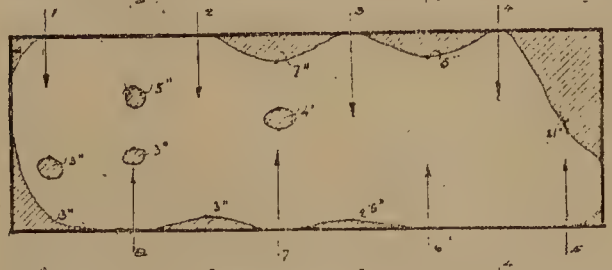
22 Окт. 1908 г.
3 ч. дня

7



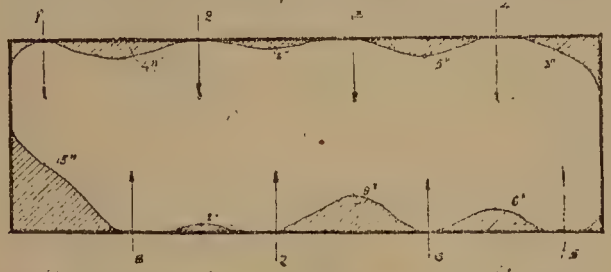
28 Окт. 1908 г.
6 ч. веч.

8



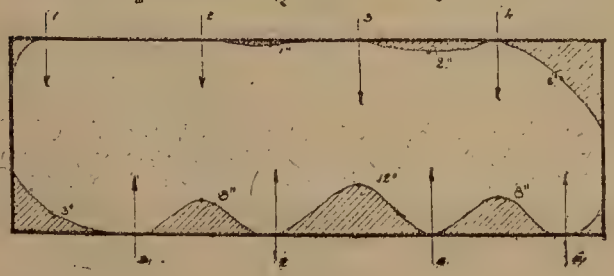
5 Нояб. 1908 г.
9 ч. утра.

9



7 Дек. 1908 г.
9 ч. утра.

10



22 Дек. 1908 г.
10 ч. утра

ко место, занимающее сравнительно небольшую площадь под центральною трубою, работало менее удовлетворительно. Очевидно, в образуемую воронку в шихте сравнительно менее попадает руды в силу ее относительно большей тяжести, чем угля и около самой стены, обращенной к выпускному отверстию на очень ограниченном пространстве, как показывает резкий переход состава газа в месте 2-м, газ является менее использованным, чем в прочих местах. Последнее об'яснялось местною причиною—несколько меньшей сыпью около самой передней стены.

Колошниковый газ, образовавший смесь, имел в это время средний состав CO_2—14,8%, CO не опред. по об'ему.

Можно положительно сказать, что состав газа из различных мест представлял фотографический отпечаток всех достоинств и мелких недостатков засыпи.

В виду близости фурм друг к другу, при чем расстояние осей смежных фурм составляло только 26″, нужно было ожидать отсутствия „застойных" мест в междуфурменных пространствах; действительно после того, как было пробито несколько отверстий между фурмами выше их, то пробы горновых газов из этих отверстий нигде не дали содержания CO по об'ему выше 37%, обыкновенно же 36% и даже ниже, т. е. цифру очень близкую к теоретическому содержанию окиси углерода в горновом газе. Горновой газ с передней и задней стенок пока не исследовался в предположении, что он близок будет к нормальному, в виду того, что горн новый, не разгорел и область действия крайних фурм очень близка к поперечным коротким стенкам.

Упомяну о том, что за лето этого года пришлось нередко иметь дело не с явлениями подстоя и опрокидывания колош, как это было ранее, но с некоторою неравномерностью схода сыпи, при чем над некоторыми фурмами сыпь шла скорее, чем над другими. Это обыкновенно было над фурмами ближе лежащими к передней выпускной части горна №№ 1 и 2 и особенно под №№ 7 и 8. Не вникая пока в вопрос о причинах подобного явления и не разрешая вопроса в корне, пришлось принять меры для выравнивания скорости схода тем, что дутье на этих фурмах подпиралось, чем уменьшалось давление его на этих фурмах и понижалось количество поступающего через них в горн воздуха. А для того, чтобы судить о величине подпора, к каждой фурме приспособлен был ртутный манометр с делениями на доли дюйма, а для избежания нагревания ртути железная трубка—провод, соединяющий ближайшее к фурме колено манометра был довольно длинный. По этим манометрам весьма легко и точно было возможно варьировать и устанавливать упругость дутья по фурмам. Эти манометры сослужили очень существенную службу, не только в смысле точной установки упругости дутья по фурмам, но и в смысле контроля над ними.

Разница в давлении дутья иногда доводилась до весьма существенной величины и в то время, как на неподдержанных фурмах упругость дутья была в $3^1/_2$″ ртути, на поддерживаемых опускалась до 2″. Этим способом всегда удавалось точно и быстро выровнять скорость схода сыпи. Для того, чтобы дать понятие о результатах работы печи за это время, привожу

в таблице XV данные за вторую половину июля и первую половину августа месяцев, как достаточно характеризующие вообще работу печи. Увеличение суточной выплавки и увеличение коробового выхода чугуна, даваемое этими данными, никоим образом не могут быть отнесены к техническим улучшениям плавки, а средний суточный выплав скорее менее, чем следовало бы ожидать, так как тому была специальная причина за это лето— значительная примесь к угольной сыпи излишне сырого угля сарайного запаса прежних лет, тогда печь шла тише нормы. Улучшение же выплавки и коробового выхода всецело нужно отнести на обогащение шихты железом по сравнению с февралем—мартом.

В начале января 1909 года мною решено было еще расширить горн на ходу, для каковой цели все фурмы были выдвинуты зараз на 3″ наружу и теперь поперечный размер горна, считая его между соплами фурм противоположных сторон вместо 40″ достиг 46″=3′10″, т. е. увеличился против первоначального на $\frac{46-28}{28} \cdot 100 \cong 65\%$, при чем пришлось увеличить упругость дутья; она была доведена до 4″—4¼″ ртути при размере сопел в 1⅜″ диам. Этот опыт тотчас же дал дальнейшее улучшение результатов плавки и в то время, как декабрь 1908 года дал результаты в 2002 пуда средней суточной выплавки при 45,29% выходе чугуна из руд и 2,73 п. чугуна на 1 куб. арш. угля, январь при совершенно тождественных условиях плавки дал средний выплав в 2060 пудов в сутки при 45,40% выходе из руд и 3-х пудах чугуна на 1 куб. арш угля. Средний состав колошникового газа за декабрь был CO_2=13,8%; CO=24,7% по об'ему, в январе 1909 года CO_2=14,9%, CO=24,0%. Промеры горна по фурмам для определения распределения температур дали картину, представленную в таблице XVI отдельными примерами, из которых видно, что при увеличении активной части горна стала возрастать и пассивная и дальнейшие меры в принятом направлении без одновременного применения других мер едва-ли были бы целесообразны, почему на все дальнейшее время до конца кампании печи, т. е. до капитального ремонта в 1912 году я к этой мере более не прибегал, да и стенки горна без усиленных мер для их поддержания не позволили бы дальше итти в этом направлении.

При этих условиях работы за 190⁸/₉ заводский год печь дала среднюю суточную выплавку в 1944,79 пуда при 46,86% выходе из руд и 2,84 пудах чугуна на 1 куб. арш. угля, т. е. результаты значительно лучшие, чем в предыдущем году*). В этом же 190⁸/₉ году выяснилось, что всякая дальнейшая попытка усилить сход калош и производительность печи увеличением упругости дутья свыше 4¼″ ртути с уменьшением диаметра сопел не дает никаких положительных результатов, а напротив проявляет склонность к ухудшению. Потому все дальнейшие попытки в этом направлении были оставлены, как явно непригодные и к 190⁹/₁₀ заводскому году пришлось искать разрешения указанного вопроса в обратном направлении, т. е. в уменьшении упругости дутья и соответственном увеличении диаметра сопла фурм до 2″, а в дальнейшем до 2¼″; упругость же дутья уменьшена была до 3½″ ртути в среднем.

*) Заводский год считался с октября по октябрь.

Эти опыты при каждом переходе давали положительные результаты, при чем я старался отделить всегда один от другого значительным промежутком времени для того, чтобы иметь достаточно продолжительный опыт и тем по возможности избегнуть недостаточно проверенных и скороспелых заключений. Под знаком этих изменений был проведен весь 190⁹/₁₀ заводский год, он дал следующие результаты—2391,44 пуда суточной выплавки при 50,90% выходе из руд и при 3,08 пуд. чугуна на 1 куб. арш. угля.

Очевидно более толстая струя воздуха при меньшем механическом давлении при вступлении в горн способствовала увеличению активности горна. Рассматривая этот вопрос при свете указанных опытов теоретически нужно заметить, что важно не то, с каким напряжением ввергается струя воздуха в горн, но то—с каким напряжением она в нем распространяется. Здесь и должно произойти то, что более толстая и слабая струя будет иметь преимущество пред тонкой и более резкой при ее вступлении в горн. Хорошим мерилом для указанных соображений может служить измерение, так называемого, противодействия горна—при большей упругости дутья (4″ ртути) у сопел противодавление горна составляло около ⅓ давления дутья, а при большем диаметре сопел и давлении в 3½″ ртути оно было не менее половины давления дутья у фурм, а значит оно абсолютно увеличилось при менее резком изменении его у самых сопел.

Опыты над улучшением хода печи в только что указанном направлении пришлось в дальнейшем приостановить, так как старая воздуходувная машина уже не в состоянии была дать большее количество дутья.

В виду того, что все средства, которыми можно было располагать для увеличения работоспособности горна печи снизу, были исчерпаны и значение этих средств могло быть оценено по фактическим результатам работы с достаточной для практики точностью пришлось остановиться над вопросом: все-ли средства для усиления производительности и экономичности работы печи были использованы сверху, помимо возможной равномерности засыпи, возможно ровного и достаточно мелкого дробления комовых руд, на что уже было обращено серьезное внимание с самого начала.

В связи с сказанной выше идеей о характере схода сыпи—в нижней части печи при узком и широком ее профиле возник вопрос о том, какую роль для правильности схода сыпи играет та или другая толщина угольной колоши, а значит и рудной, так как хотя об'ем рудной колоши и очень мал по сравнению с угольной, но при сыпи ясно видно, что разного слоя вполне достаточно для сплошного и равномерного закрытия поверхности угля на столько, что из под руды уже не видно угля.

При этих условиях, несмотря на некоторое частичное опережение рудной сыпи при движении ее сверху вниз и некоторое пропизывание с течением времени угольной калоши рудою, характер схода сыпи в нижней части печи вблизи фурм для малых и тонкослойных колош будет один, а для больших будет другой. Для ясности мысли, утрируя ее можно сказать, что при малых колошах сыпь придет в горн очень перемешанною и уголь будет сильно загрязнен рудою, а при крупных колошах такое загрязнение будет значительно менее в общей его толще чистый уголь должен дать

несомненно в единицу времени больший тепловой и температурный эффект, чем перемешанный с кусочками хотя бы и восстановленной руды, а так как для плавления масс необходима высокая температура, то нужно думать, что характер схода крупных колош будет предпочтительнее, чем для мелких.

Помимо того при меньшем перемешивании руды и угля рудная масса компактнее и быстрее пройдет через горн в области фурм, чем в обратном случае и при этом подвергнется меньшей возможной порче дутьем и в меньшей степени воспрепятствует полному действию дутья на уголь, что должно благоприятно отразиться на развитии тепла в единице об'ема в единицу времени в области фурм, понятие о котором я кладу в основу суждения о продуктивности работы горна.

Сюда нужно добавить, что и в верхних частях печи при сходе рудной сыпи слоем некоторой толщины, возможно ненарушенным, пронизывание руды газовой струей должно быть совершенее и продолжительность соприкосновения газа с частицами руды несколько выше, чем при очень тонком слое, легче нарушаемом.

Разумеется, высказанные соображения имеют место только до известного предела, с которого должны начаться неблагоприятные влияния значительной толщины рудного слоя, так как с утолщением его рудная сыпь будет уплотняться, а разрыхляющее значение угля уменьшаться. Не безразличен будет и характер трения сыпи о стенки печи: с утолщением рудной сыпи он будет возрастать. Где лежит практический предел, до которого полезно итти в указанном направлении, это должно определяться в каждом отдельном случае особо и зависеть от крупности руды и угля и профиля печи.

В конце 1909—10 заводского года под влиянием указанных соображений я стал менять угольную сыпь на Теплогорской печи сперва вместо 1,5 коробов в калошу 1,7 короба угля, а затем, когда стало видно, что такое изменение несомненно полезно угольная сыпь была доведена до 2-х коробов в колошу (т. е. до 16, 48 куб. арш. угля). Это изменение еще более улучшило результаты работы и весь заводский $19^{10}/_{11}$ год был проведен с этою новою угольною сыпью в колошу, несмотря на все более проявляющееся неблагоприятное влияние недостаточности воздуходувных средств и некоторых других неблагоприятных условий, о которых я скажу далее при изложении новых исследований над распределением газов в печи, этот год дал несомненный прогресс результатов плавки против предыдущего, а именно—среднюю суточную выплавку в 2588,16 пуд. чугуна при 50,91% выходе из руд и при 3,14 пуд. чугуна на 1 куб. арш. угля; анализ колошникового газа стал давать по целым месяцам в среднем CO_2—16,0% и CO—23,0% по об'ему.

Опыты с дальнейшим увеличением угольной колоши положительных результатов не дали. Следующий $19^{11}/_{12}$ заводский год был последним в этой кампании печи; печь работала всего 7 месяцев. В течение этого времени никаких новых технических изменений в работу печи не вносилось; неблагоприятные условия недостатка дутья и возникших еще ранее цинковых настылей, равно как и влияние других неблагоприятных условий, имеющих

всегда место пред остановом печи для капитального ремонта несколько понизили результаты действия и печь дала среднюю суточную производительность в 2412, 22 пуд., при 50,07% выходе из руд и при 3,04 пуда на короб угля. Цинковые настыли были обнаружены при выдувке печи. В дальнейшем я обращаюсь к вопросам, связанным с образованием цинковых настылей.

В виду того, что в будущем имелось в виду дальнейшее усиление суточной выплавки, необходимо было увеличить емкость печи, так как и предыдущий опыт показал, что нередко при хорошей работе печи время прохода шихты через печь едва достигало 9 часов, при том же приходилось работать с рудами нередко очень влажными (средний % влажности в руде часто превосходил 10% от общего веса руды).

Без перекладки шахты это возможно было сделать только увеличением ее высоты, для каковой цели я решил увеличить ее на 8' так, чтобы новая высота составила 56' вместо прежней 48'.

На счет пользы от такого под'ема у меня никаких сомнений не было, так как на основании личного опыта над другими печами вопрос о возможности раздавливания угля при таких высотах я считал совершенно несущественным, а путь усиления дутья с увеличением диаметра сопел фурм в предыдущем далеко не исчерпанным.

Для усиления продуктивности горна я решил расширить горн, как в поперечном, так и в продольном направлении—в поперечном до 5' (60''), в продольном до 12' (вместо прежних 46'' и 9'11''); но вместе с тем довести число фурм до 10 с прежним порядком их расположения, по одной лишней фурме на сторону.

Ручной способ засыпи, хотя и довольно громоздкий, но по исследованиям дававший хорошие результаты я решил оставить без изменения, так как для печи с большим колошником и особенно эллиптической не мог отдать преимущества ни одному из существующих механических способов, рискуя потерять ценное в данном случае качество ручной засыпи—большую равномерность, назначение которой мне неоднократно приходилось указывать. Центральный отвод газов в виду незначительности площади занимаемой этим отводом, решено было оставить без изменения с подлятием его согласно увеличению высоты шахты.

Пришлось подумать еще над одним вопросом, хотя неразрывно не связанным с капитальным ремонтом и переустройством печи—это над вопросом об экономическом и техническом значении для плавки постановки кауперов для высокого нагрева дутья. Здесь я не буду входить в детали этого вопроса. Скажу только вкратце, что имея дело с воздухонагревательным чугунным аппаратом, который давал нагрев обычно в 400° С и при помощи различных мер приведенный в такое состояние, что по полугоду и более он не требовал никакого ремонта, а самый ремонт производился не долее двух суток, я находил его работу пока удовлетворительной.

Постановка кауперов в это время замаскировала бы результаты связанные с другими изменениями и не дала бы возможности оценить практически их значение, равно как и значение постановки самых кауперов. На

этих основаниях в это время я особенно на постановке каудеров и не настаивал, считая этот вопрос дальнейшим и выполнимым в любое время.

Все указанные выше изменения были осуществлены в течение лета 1912 года и печь задута была в сентябре этого года. Я не касаюсь многих других переустройств, имевших более экономический характер и дававший большие удобства в работе, но не имевших непосредственного значения для технических результатов плавки.

После первых дней задувки диаметру сопла фурм были даны размеры в $3^1/_4''$ при упругости дутья от $3''$ до $3^1/_4''$ ртути, нагрев дутья был прежний в 400—410°C у аппарата, угольная колоша 16,5 куб. арш. (2 короба).

Так работала печь в течение всего $19^{12}/_{13}$ года и за это время дала результаты,—суточную выплавку в 3423 пуда при %% выходе из руд 49,34 и при 3,1 пуд. чугуна на 1 куб. арш. угля. Результаты были резко повышенные особенно в отношении суточной выплавки по сравнению с прежними.

Во второй половине указанного заводского года работа печи стала заметно понижаться. Не редки были случаи появления признаков цинка при выпуске чугуна и шлаков. Они давали некоторый повод искать причин ухудшения работы в этом направлении, тем более, что изредка небольшие массы настылей, очевидно, обваливались и приходили в горн, производя неожиданное нарушение работы горна с появлением конежных шлаков при обильном выделении паров окиси цинка. Но, во-первых, опадение таких масс давало повод думать о самоочищении печи от цинковых настылей, во-вторых, после подробных исследований печи, произведенных в 1908 году, таких подробных наблюдений не производилось, почему не прибегая к коренным мерам относительно удаления возможных цинковых настылей, я решил обследовать печь по приемам аналогичным, употреблявшимся ранее и вместе с тем при помощи указанных обследований поставить диагноз заметных уже недостатков работы печи.

Эти исследования производились постепенно с 14-го июня 1913 года до половины августа-первый цикл наблюдений и второй меньший уже в октябре. Далее я укажу, что послужило поводом к осуществлению второго цикла. Таблица XVII дает подробные данные относительно перваго цикла. Смысл этих данных при ближайшем рассмотрении сводится к тому, что во первых самая верхняя часть печи, (см. данные относительно горизонта 7 от колошника) работает во всех ее частях сравнительно удовлетворительно с постепенным ухудшением от наиболее тяжело работающей части у продольной стенки южной стороны, затем у противоположной продольной стенки, затем у задней поперечной и затем слабее всего у поперечной передней стенки (обращенной в сторону выпускного отверстия).

Во-вторых, на горизонте 18′ книзу от колошника наступает резкое различие в работе различных частей шахты,—в то время как у продольной южной стенки продолжается столь-же напряженная работа, как и на предыдущем горизонте с постепенным ослаблением интенсивности работы к средине печи, а у противоположной продольной стенки идет тоже нормальная работа, у передней стенки шахты произошло резкое понижение работы

газов, у задней тоже, с постепенным перемещением от них к центру печи работа усиливается, достигая maximum'а на расстоянии 2-х фут от стены и несколько понижаясь далее. В третьих, на низком горизонте в распаре—восстановительная работа газов у поперечной южной стенки еще далеко не закончена, у противоположной стенки она уже почти закончилась, а у передней и задней поперечных, только заканчивается. В четвертых, вблизи фурм в области поперечных задней и передней стенок горна наблюдаются ненормальные составы газов. Ненормальность эта более у задней стенки, чем у передней и везде она такова, что пред выпуском чугуна при наполненном нижнем горне она возрастает, а с выпоражниванием горна при выпуске чугуна и шлака уменьшается. Это последнее явление приходилось наблюдать и на других печах при соответствующих условиях, так что оно довольно постоянно.

Переходя к обсуждению результатов исследований первой серии, краткий обзор которых только что дан, нужно сказать, что резкие изменения в составе газов в различных частях печи и на различных горизонтах, находясь в прямом противоречии с той равномерностью, которая имела место при ранних аналогичных исследованиях печи, никоим образом не могли зависить от неравномерности засыпи, так как она если изменилась, то во всяком случае в лучшую сторону, а не в худшую. Значит, существовала в самой печи какая то существенная причина наблюдавшейся аномалии и судя по данным исследований в верхнем горизонте, а не в нижнем и скорее всего между горизонтами в 7′ и 18′ вниз от колошника.

Дело происходит так, как будто часть печи, прилегающая к южной стенке в промежутке горизонтов 7 и 18 или бездействовала, что, разумеется, трудно предположить, имея в виду, что температуры здесь слишком достаточны даже для интенсивной восстановительной работы газов или, если предыдущее предположение невероятно, то остается только одно—эта часть печи на промежуточном горизонте получила откуда-то и каким-то образом значительное добавочное, не имевшееся выше, количество невосстановленной руды и теперь справляется с этой новой порцией. По отношению же к части печи у противоположной продольной стенки этого явления не замечается и она продолжает перерабатывать ту часть руды, которая пришлась на ее долю при засыпи. С другой стороны, резкое понижение работы восстановления газами у задней и передней поперечных стенок при условии значительного уменьшения этого явления с переходом от стены к центру печи, отвергая возможное предположение о чуть неполном окончании процесса восстановления на высоких горизонтах, приводит к необходимому выводу о перемещении рудных материалов от передней и задней стенок к продольной южной на горизонтах между 7′ и 18′. Для такого перемещения должна была на промежуточных горизонтах образоваться чисто механическая причина—скаты для изменения движения руды в сторону южной стенки, а эти скаты могли быть образованы только цинковыми настылями, так как иных настылей на этих горизонтах печи получиться не может за недостатком температуры в этих местах для спекания и прилипания масс к стенкам.

Таким образом, этим путем является несомненно установленной наличность двух цинковых настылей с покатами в сторону южной продольной стенки—одной на передней стенке печи, другой на задней, эти настыли находятся на горизонте между 7 и 18 футами от колошника. Настыли эти должны быть значительными по своим размерам не только по периметру внутренней стенки шахты, но и в направлении к средине печи, в противном случае они не могли бы произвести той резкой аномалии в распределении рудной сыпи, какая наблюдалась согласно исследованию.

Размер настыли на задней стенке по направлению к центру печи в то время должен был быть близок к двум футам, так как судя по анализам газов у этой стенки в расстоянии 2 х фут от нее нужно было ждать свободного и ненарушаемого прохода для руды.

При скатывании руды по покату настылей, конечно, скатывается уголь, но тотчас же должно происходить оттеснение его рудою в сторону настыли, как материала гораздо более легкого, потому в результате произойдет то, что количественное соотношение между скатывающимися материалами в сторону ската (под него) нарушится и в результате рудная сыпь окажется уклоненной в сторону южной продольной стороны, а уголь пойдет так, как будто бы он шел беспрепятственно.

1-го октября 1913 года произошел, очевидно, большой обвал настыли, настолько большой, что при приходе в горн испортил работу печи, завалил три передних фурмы и последствия обвала резко сказывались в течение целой недели при конежных шлаках и стылых чугунах, только через 10 дней после падения настыли можно было считать ход печи вполне исправленным; такого крупного обвала ранее не бывало; при бывших ранее обвалах настылей работа печи портилась обыкновенно на один день и редко на два. В виду того, что описанная серия исследований была недавно кончена, а обвал настыли, нужно думать, передней, судя по завалу фурм в силу его незначительности должен был повлечь за собою изменение в сходе сыпи и в работе газов в шахте печи, предпринят был второй ряд исследований, аналогичных первому, но менее детальной. Он был начат 11 октября и кончен 1-го ноября. Результаты его приведены в таблице XVIII.

Они показывают, что характер схода сыпи значительно изменился для частей у продольной южной стороны, здесь уже нет такого скопления усиленно восстановляющейся рудной сыпи, но полного восстановления правильности схода сыпи нет,—у задней стенки печи характер схода сыпи почти не изменился, у передней он значительно исправился, значит, задняя настыль осталась, передняя обвалилась, но не вся, часть ее осталась у стены.

Так как при устройстве газоуловителя Теплогорской печи механическое удаление настылей на ходу печи при коротком останове представляется делом трудно осуществимым, изредка же и частично они обваливались сами, а при больших поперечных размерах Теплогорской шахты указанное нарушение работы печи представлялось еще терпимым, то я решил оставить удаление настылей тем более, что в $19^{13}/_{14}$ году предстоял долговременный останов печи на нарах из-за недостатка угля. Мнение в недействительности механических средств для удаления значительных настылей на

коротком останове печи было основано у меня на одном серьезном случае в практике, над которым ввиду представляемого им интереса следует здесь остановиться, хотя это касается другой печи.

За время моего долговременного отсутствия по болезни в течение осени, зимы и части весны 19¹¹/₁₂ года сильно расстроился ход Бисерской печи.

Бисерская печь перестала давать надлежащий выплав и могла нести только значительно облегченную сынь, что сказывалось на выходе на 1 куб. арш. угля.

Местные техники, имевшие дело с печью, склонны были приписать это обстоятельство недостаткам горна, его разгару и пр., но по приезде из долговременного отпуска и при ближайшем ознакомлении с делом на основании некоторых побочных признаков, а равно и после постановки хотя и непродолжительного обследования работы газов в шахте печи, при чем это обследование более чем на год предшествовало только что описанному, я пришел к заключению, что недостаток работы лежит не в горне, а в наличности в верхних частях печи препятствия правильному сходу колош вероятнее всего зависящему от цинковой настыли.

Тогда шихта в печи была опущена на две сажени с небольшим и печь была остановлена на двое суток. Действительно, когда усиленное выделение газов из шахты прекратилось и засыпной аппарат (Толандер Уральского типа) был отведен в сторону, ясно обнаружилась настыль очень больших размеров, настолько больших, что она заняла довольно значительную площадь поперечного сечения шахты и об удалении ее простыми ломами и думать было нечего.

Я решил прибегнуть к таким сильным механическим средствам, как удары пятидесяти пудовой железной бабы при падении с высоты примерно 2-х сажен над настылью, при чем, чтобы баба не падала далее в шахту на засыпь и могла быть поднята без затруднения—она была прикреплена на свободно висящую и нестесняющую ее ударных действий железную цепь.

Такая попытка удаления настыли при более чем двух десятках ударов никакого успеха не имела, даже частичного.

Я решил прибегнуть к совершенно иному способу: удаления настыли на ходу печи.

Так как положение настыли было вполне определенно, как в горизонтальном направлении, так и в вертикальном, то можно было безошибочно установить непосредственно под настылью временные фурмы, для каковой цели в стенке шахты под настылью были пробиты два отверстия для временных маленьких фурм, куда они и были заложены и стали работать на ходу печи. Заложены они были так, чтобы расстояние их по периметру шахты было приблизительно вдвое более, чем расстояние их до краев настыли.

Постановка и работа фурм стала помогать делу

Настыль стала оплавляться при восстановлении цинка, который уходя с колошниковыми газами за счет угольной кислоты и паров воды окислялся

вновь, присутствие же в колошниковых газах паров окиси цинка явственно обнаруживалось особым видом горящего колошникового газа, когда он во время засыпи колош вырывался из-под засыпного аппарата. Прощупывание железным стержнем стенок шахты через отверстия пробиваемые над фурмами показывало постепенное уничтожение настыли снизу. По мере ее уничтожения снизу фурмы перемещались постепенно кверху. На эту борьбу с настылью ушло около месяца времени, только тогда можно было убедиться в окончательном уничтожении ее прощупыванием стенки шахты стержнем уже сверху. Когда это удаление настыли было закончено, печь восстановила свою нормальную производительность и нормальный расход угля на пуд чугуна. По постепенному перемещению фурм и положению верхней части настыли можно было судить, что в вертикальном направлении она занимала пространство не менее одной сажени, по виду же ее сверху по периметру шахты около двух сажен и в направлении к центру печи нос ее лежал примерно на половине расстояния между стенкой и центром печи.

Имея указанный опыт с настылью Бисерской печи в виду предстоящего в недалеком будущем продолжительного останова печи в Теплой Горе и других соображений, указанных выше, я не хотел прибегать к только что описанному приему удаления настылей в Теплой Горе.

Печь была остановлена на парах весной 1914 года, а потом, когда шихта достаточно опустилась, действительно обнаружились две настыли—одна на передней стенке, другая—на задней.

Когда, как сами настыли, так и стенка печи достаточно остыли, они были удалены механически и общий вес кусков их, насколько удалось их собрать, составлял 275 пудов. Анализ настыли такой:

$Al_2O_3 + Fe_2O_3 = 0,94\%$; $SiO_2 = 0,36\%$; $MnO = 0,04\%$; $ZnO = 98,52\%$; $CaO = 0,39\%$; MgO = следы; удельный вес = 4,83.

Настыль в Бисере, судя по пространству ею занимавшемуся, была значительно более.

Приведенные здесь наблюдения над цинковыми настылями, равно, как имевшие место в дальнейшем указывают, что для каждой данной шахты в случае наличности цинка в рудах для образования и осаждения настылей будут всегда один и те же излюбленные места—в верхней части шахты, там где температура будет примерно 500°C и несколько ниже и в местах большего подпора восходящих газов и меньшей скорости их движения в силу того или иного устройства газоуловителя и той или иной установки газоотводных труб; вероятная причина здесь лежит в замедленной скорости газов и осаждении вследствие этого окиси цинка.

Теплогорская печь окончила кампанию $19^{13}/_{14}$ года пред остановом на парах с суточной выплавкой в 3275 пудов чугуна, при %% выходе из руд в 47,22 и выходе на 1 куб. арш. угля в 2,96 пуд. чугуна.

После почти трехмесячного пребывания на парах печь была пущена вновь около половины августа 1914 г., а через 9 мес. работы, т.-е. летом 1915 г. вновь была обследована аналогично тому, как это было сделано летом 1913 г.

Результаты этих исследований даны в таблице XIX и здесь уже видно, что вновь на старых местах образовались, хотя и меньших размеров настыли, производившие нарушения в правильном сходе сыпи. При описа-

нии исследований над Алапаевской печью № 3 мы видели, что там предельным горизонтом для непрямого восстановления руд даже в кольцевой части несшей наибольшую работу был 4-й горизонт на расстоянии 23′ 9½″ от плоскости осей фурм или на 24½″ ниже колошника, а в центральной части имевшей значительные размеры и в местах отверстий обозначенных № 3 эта зона подымалась еще значительно выше по крайней мере до 3-го горизонта на уровне 16′ от колошникового кольца и там же было определено, что газофикация угля в Алапаевской печи достигала 20% от всего содержания активного углерода в угле, т. е. от того количества которое без этой реакции должно было дойти до фурм.

Посмотрим, как обстояло это дело для Теплогорской печи.

Не смотря на нарушающее действие настылей по всем данным, как видно из таблиц XVII, XVIII и XIX распределение сыпи в Теплогорской печи было несравненно равномернее и состав газа на горизонтах, соответствующих исследованным—Алапаевской печи был совсем иной, здесь он гораздо богаче углекислотою, температуры этих горизонтов значительно ниже чем в Алапаевске и если там горизонты 24½′ ниже колошника для кольцевой у стенок части печи и 16′ для центральной, значительной по своим размерам и кольцевой для мест обозначенных значком „3“, составляли предел восстановительного действия газов (восстановления чрез CO), то в Теплогорской печи только в незначительной сравнительно области, прилегающей к задней части печи он достигнут на горизонте 11′ от плоскостей осей фурм, а для прочих мест спускается еще ниже. Отсюда ясно, что степень преждевременной газофикации угля для Теплогорской печи должна быть значительно менее, хотя по своим качествам, как исключительно еловый и пихтовый должен бы был газофицироваться легче. Попробуем вычислить теперь, сколько угля газофицировалось в Теплой Горе.

Подробные данные на основании которых был подсчитан тепловой баланс печи в Теплой Горе за последнее время относятся к январю месяцу 1913 года; тогда средний состав колошникового газа был по об'ему: CO_2—16,0% CO—23,0% H_2—7,5% CH_4—1,5% по весу CO_2—24,7%, CO—22,7%, H_2—0,5% CH_4—0,9% по об'ему N_2—51,7% по весу 51,2.

В нем:	C	O	H	N
	6,8	17,9		
	9,8	12,9		
	...		0,5	
	0,7		0,2	51,2
ВСЕГО . .	17,3	30,8	0,7	51,2

Отсюда 1 клг. C уносит с собою $\frac{30,8}{17,3} = 1,78$ клг. O_2. В Алапаевске 1 клг C поднимал только 1,57 клг. O_2, отсюда следует что 1 клг. C угля в Теплой Горе уносил лишка $1,78 - 1,57 = 0,21$ клг. O_2. а так как в Алапаевске количество флюса составляло 20% от веса руды, а в Теплой Горе (на 106 пуд. руды 14 пуд. флюса) $\frac{14.100}{106} = 13,2\%$. составы же углей очень близки, то 1 клг. C из угля в Теплой Горе по сравнению с Алапаевским кислорода поднимал еще более. Но остановимся на найденной цифре 0,21 клг. O_2 и если считать рудную сыпь в Теплой Горе всецело окисленной. то

1 клг. С из угля в Теплой Горе восстановлял лишка $\frac{0,21.111.8}{48}$ = 0,48 клг. Fe. В Теплой Горе в среднем в сутки за январь 1913 года было получено 3500 пудов чугуна или 57.334 клг. с содержан. 3,1 С. В чугун уходило в сутки 57334×0,031=1777,35 клг. С, угля же было израсходовано 57334×0,96=55040 клг.

Это количество угля дает 55040.0,74=40729,6 клг. С (0,74 есть % с углерода в сухом угле). В одну минуту расход С был $\frac{40729}{60.24}$ = 28,28 клг. С, из продуктов сухой перегонки угля в одну минуту получалось $\frac{55040}{60.24}$ ×0,22×0,326=2,74 клг. С, значит полезного „С" долженствующего дойти до фурм без газофикации и прямого восстановления будет 28,28—2,74=25,54 клг. в 1 минуту. Рассчитывая по анализу колошникового газа и по расходу угля, найдем, что печь в 1 минуту получала сухого воздуха 85,625m³ или 85,625×1,293=110,7131 клг. или 25,4862 клг. O_2, делая еще поправку на кислород водяного пара из дутья в количестве 0,080 клг, имеем, что печь получала в 1 м. 25,4862+0.080=25,5662 клг. O_2. Для образования CO необходим был расход „С" у фурм в $\frac{25,5662}{16}$ = =22,37 клг. „С", значит 25,54—22,37=3,17 клг. С есть потеря на прямое восстановление и газофикацию, это составит: $\frac{3,17.100}{25,54}$ = 12,4% от общего количества полезного углерода, тогда как в Алапаевске это количество составляло 20 проц.

Таким образом в Теплой Горе благодаря правильному распределению сыпи один килограмм полезного углерода угля не только уносил большее количество кислорода и тем восстановлял избыток Fe в 0,48 клг, но и газофицировался почти вдвое менее.

Кончая изложение различных исследований и имевших при этом место соображений при работе над Теплогорскою печью, я имею в виду в дальнейшем при изложении работ, касавшихся других печей, остановиться над ними на столько, на сколько эти работы представляли разрешение какого нибудь вопроса, немогущего быть разрешенным на Теплогорской печи в силу различных устройств и способа работы.

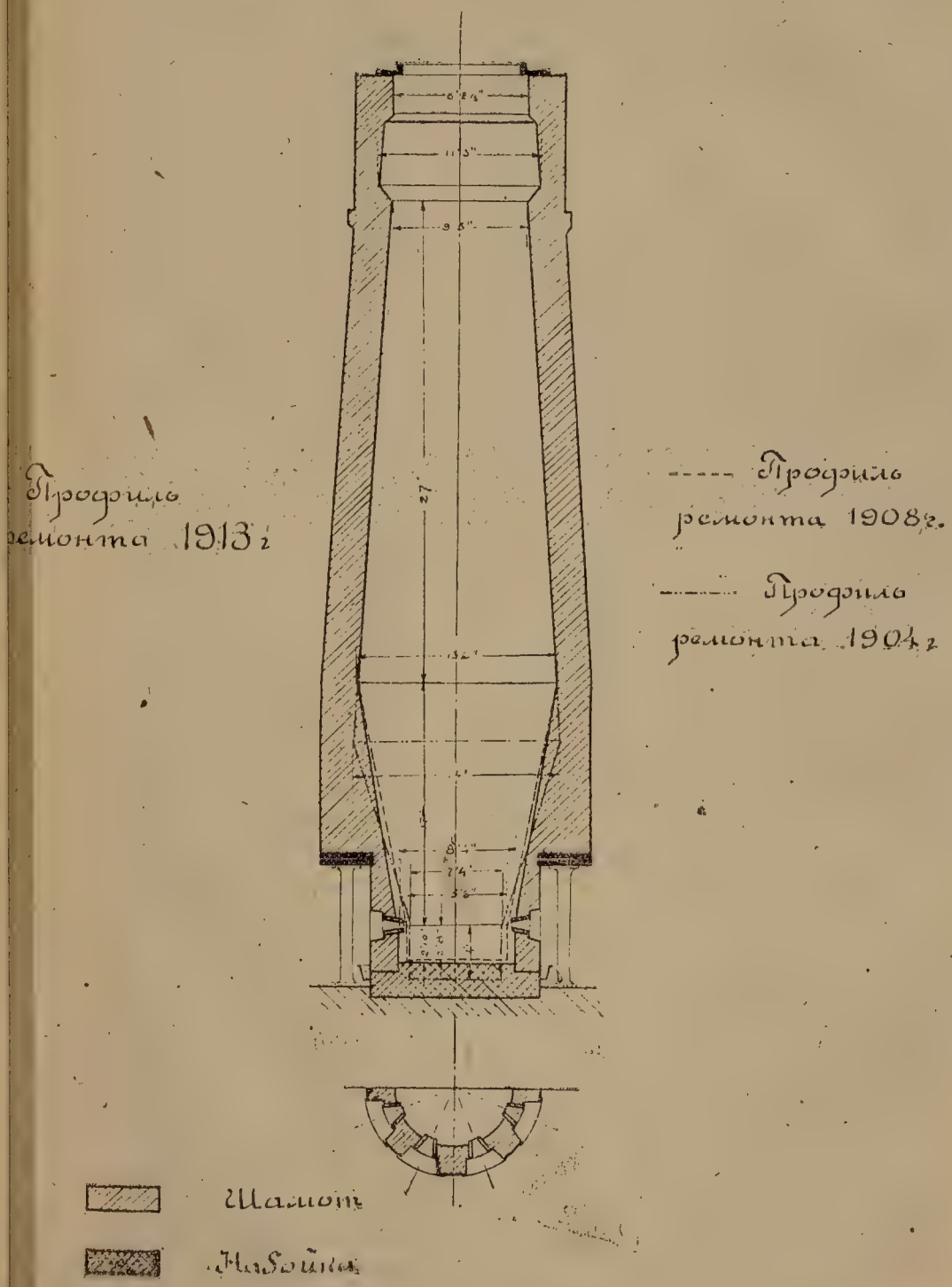
Особенности других исследованных печей Лысьвенского округа—Бисерской и Кусье-Александровской по сравнению с Теплогорской состояли в том, что они были круглой формы с небольшим сравнительно по размерам колошником и с механическим способом засыпи, на эти обстоятельства и было обращено главное внимание при исследованиях.

Бисерская печь в 1907/8 году имела следующие размеры:

Общая высота печи от лещади до колошникового кольца 56', диаметр колошникового отверстия 8' 2½", диаметр распара 12' 6", высота распара над лещадью 19' 10". высота его над плоскостью осей фурм 17', диаметр горна в плоскости осей фурм 5', горн был оборудован четырьмя фурмами, засыпной аппарат-Толандер уральского типа. Газоуловитель был опущен в шахту на 7'. Печь имела два отвода колошниковых газов, один шел к рудообжигательным печам Мозера, другой к воздухонагревательному аппарату и котлам. Воздухонагревательный аппарат с чугунными горячими трубами, подобен-

ДОМЕННАЯ ПЕЧЬ

Бисерского завода



теплогорскому и давал нагрев воздуха у аппарата в 380°-400°С. Печь работала на еловом угле, но с незначительной примесью березового—до 5-6% от общего количества угольной сыпи; выжигался уголь в обыкновенных печах Шварца. Угольная колоша состояла из $^3/_4$ короба той же меры, как в Теплой Горе.

Рудная сыпь была сходна с теплогорской, так что имея в виду некоторую примесь березового угля, можно утвердительно сказать, что при одинаковых прочих условиях эта печь должна бы была давать результаты вполне сходные с теплогорскими.

Перед плавкой руды слабо обжигались в наклонных печах Мозера, при чем мелкие только просушивались, а крупные обжигались значительно сильнее, так что дозволяли с успехом вести работу ручного дробления. Давление дутья у аппарата было в среднем $3^1/_4''$ ртутного столба. Нужно заметить, что печь всегда имела большую наклонность к образованию подстоев и осадков, особенно при мало-мальски значительном количестве мелкой руды в сыпи, а в $190^7/_8$ году этот недостаток сказался настолько резко, что в виду неэкономичности ее работы был поставлен вопрос о прекращении ее работы навсегда, при чем, она по устройству своему считалась неудачной, особенно большое и вредное значение приписывалось высоте печи, доведенной в три приема до указанной выше цифры.

Здесь не безынтересно остановиться над тем, как иногда, при неумении органически согласовать при устройстве различные части печи, обращая внимание на одни обстоятельства и пренебрегая другими и не умея понять связи их, на основании одностороннего опыта делались неправильные заключения и создавались убеждения, тормозившие дело. При первоначальном своем устройстве печь имела кроме высоты значительно меньшей, все остальные размеры те же, которые указаны ранее, затем в два приема увеличена была значительно высота печи, а остальные размеры и оборудование было оставлено старыми.

При таком одностороннем изменении, при котором изменению работы горна не придавалось, очевидно, значения, всякая попытка увеличения производительности печи стала терпеть фиаско, а так как при этом ход печи расстраивался, то результаты не только не улучшились, но даже ухудшились по сравнению с предыдущими, что заставило искать причин неполадок в якобы неподходящей высоте. В таком положении дела с плавкой на этой печи я застал в начале 1908 года.

Подвергнувши указанным уже выше в этой работе способом испытанию равномерность работы шахты, при чем испытания производились на двух различных горизонтах—на одном на расстоянии 10′ от колошника и на другом вблизи распара, я убедился, что в смысле какой-либо резкой неравномерности в сходе сыпи никаких признаков не обнаружилось, следовало только уделить большее внимание относительному распределению ее во внешней и внутренней воронке, недостаток легко поправимый, а вместе с тем оказалось, что при указанных размерах колошника засыпь при помощи указанного выше аппарата можно признать удовлетворительною.

Я здесь не привожу данных исследований, так как в дальнейшем дам вполне им аналогичные по этой печи, но уже при гораздо лучшей работе ее когда способ засыпи и аппарат оставались без изменения.

Очевидно, дело было в работе нижней части печи и горна в несоответствии как профиля этой части, так и оборудования горна пред'явленным к печи требованиям усиления производительности. Имея это в виду, я предложил весной того же года остановить печь для капитального ремонта с тем, чтобы при этом ремонте внести существенные изменения в устройстве нижней части печи. Так и было решено.

При ремонте, оставляя шахту, засыпной аппарат без изменения, я дал горну в плоскости фурм в диаметре размеры —7′ 4″ вместо 5′ 6″, сделавши более пологие заплечики с незначительным под'емом распара, а так как увеличение размеров горна без соответственного увеличения активной его области, было бы мало полезно, то число фурм было увеличено до 6-ти.

Отремонтированная печь была задута в августе 1908 года.

Вместе с тем, рассчитывая испытать увеличение давления дутья, я постепенно перешел от $3^1/_2$″ ртути у аппарата до 4-х и далее даже до 5″, В этих условиях работы был проведен весь $190^8/_9$ заводский год и в то время, как предыдущий $190^7/_8$ дал результаты—среднюю суточную выплавку в 1347 п. при % % выходе из руд обожженных в 42,9 и 2,34 п. чугуна на 1 куб. арш. угля, $190^8/_9$ заводский год дал суточный выплав в 2114,79 п. при % % выходе из руд в 49,32 п. и 2,74 п. чугуна на 1 куб. арш. угля.

В следующем заводском году согласно с теми основными соображениями, о которых я уже говорил при описании работ в Теплой Горе, я пошел в сторону увеличения глаза фурм и вместе с тем понижения упругости дутья до $3^1/_2$″ ртути у аппарата. Это изменение дало свои результаты и $190^9/_{10}$ заводский год дал среднюю суточную выплавку в 2475,6 п. чугуна при % % выходе из руд в 51,38 и 2,90 пуд. чуг. на 1 к. арш. угля.

В конце $190^9/_{10}$ года по соображениям, приведенным выше, сделан был опыт с увеличением угольной сыпи вместо $^3/_4$ короба до 1 короба в колошу и при этих условиях был проведен весь $19^{10}/_{12}$ заводский год, при этой перемене произошло явное улучшение в ходе печи и $19^{10}/_{11}$ год дал результаты—суточную выплавку в 2624,16 п. при % % выходе в 51,10 и почти 3 пудах чугуна на 1 к. арш. угля.

Дальнейших опытов над увеличением угольных колош делать не пришлось, т. к. устройство засыпного аппарата и подача материалов на колошник представляли тому очень серьезные препятствия. В 1911-12 заводском году, как я уже упоминал ранее, в условия работы печей округа не было внесено никаких изменений и значительную часть года мне пришлось пробыть вдали от дела. В этом году работа Бисерской печи значительно ухудшилась. О причине такого ухудшения и о борьбе с нею после своего приезда я говорил ранее, когда указывал на факты образования цинковых настылей—этот год с исправленным ходом печи в половине лета дал суточную выплавку в 2377,0 пуд. при 49,67 %% выходе из руд и 2,78 п. чуг. на 1 к. арш. угля. По исправлении указанного недостатка печь проработала еще $19^{12}/_{13}$ год с повышенными результатами, а именно с суточным выплавом в 2619,55 п. при %% выходе из руд в 48,92 и 2, 87 п. чуг. на 1 к. арш. угля. В конце этого года она была остановлена для капитального ремонта, для переделки некоторых механических приспособлений и перекладки горна, этим я воспользовался, чтобы в направлении, данном предыдущим опытом,

с улучшением работы горна уйти дальше. Горну в плоскости осей фурм дан был еще больший размер, он доведен был до 8' 4'' в диаметре, число фурм было увеличено до 8-ми, размер сопла фурмы и упругость дутья были оставлены старыми, остальное оставалось без перемены и $19^{13}/_{14}$ заводский год после этих изменений дал результаты наилучшие за все время работы этой печи, а именно 2783,02 п. суточной выплавки при 49,49 o/o o/o выходе из руд и при 3 п. чугуна на 1 куб. арш. угля.

В ноябре 1913 года было произведено исследование печи по пробам газов с горизонта в 10' ниже колошника.

Для этой цели пробы газов брались из трех отверстий в стене шахты, расположенных по дуге на 120° одно от другого, кроме проб от стен брались пробы и с различных мест этого сечения, а именно, с расстояния в $2^1/_2$' от стены из всех отверстий и с расстояния в 5' из одного отверстия—уже вблизи центра, так что не было смысла брать пробы на этом расстоянии из всех отверстий.

Результаты этих исследований даны в таблице XVII.

Испытание указывает, что распределение сыпи в общем правильное, а незначительные признаки относительного уменьшения ее в сторону отверстий мест f и g легко было исправить некоторым усилием ее в этом направлении.

Круглая доменная печь Кусье-Александровского завода в $190^7/_8$ году имела размеры—высота от лещади до колошника 56', диаметр колошника 8', диаметр распара 12', в распаре часть по высоте 4'7'' была цилиндрической, от колошника до нижней части цилиндрического распара 39'7'', от нее до плоскости осей фурм 13'11'', диаметр горна в плоскости осей фурм 5'6''. Засыпной аппарат такой же, как в Бисере, газоуловитель опущен в шахту на 7'. Горн был оборудован 5-ю фурмами. Колошниковый газ шел двумя диаметрально противоположными отводами—один вел под котлы, другой к рудообжигательным печам Мозера и к воздухонагревательному аппарату.

Угольная сыпь в колошу составляла $^3/_4$ короба елового угля с примесью березового до 15%. Рудная сыпь в большей своей части состояла из местного мелкого оолитового красного железняка; постепенно по мере увеличения производительности печи за недостатком своих руд к нему добавлялись все в большей и в большей пропорции тагильские полумагнитные железняки и мартиты, а в последнее время и бурые железняки. Руды пред плавкой не столько обжигались, сколько просушивались в наклонных печах Мозера.

Крупным недостатком своих оолитовых красных железняков помимо их относительной бедности железом была наличность в них серы и их очень мелкое состояние—около половины всего его количества имела вид речного песка средней крупности. Нужно заметить, что уменьшение в процентном отношении в шихте оолитовых красных железняков в незначительной только степени уменьшило общее содержание S в шихте, так как содержание ее в оолитовых железняках показывало год от года постепенную наклонность к возрастанию, так что общий % S в шихте мало изменялся.

Чугуны получались довольно сернистые, количество ее в жидких белых чугунах колебалось между 0,06, и 0,09%, в серых значительно менее.

Благодаря ее присутствию приходилось вести плавку обыкновенно горячее, чем в Теплой Горе или Бисере и если Теплая Гора и Бисер обычно работали на белый передельный чугун, то К.-Александровская печь плавила серый чугун, шедший тоже по большей части в передел.

Помимо того некоторые руды, плавившиеся хотя и в небольшом количестве, содержали незначительное количество TiO_2.

В силу указанных обстоятельств, рассматривая изменение в работе К.-Александровской печи, я считал бы неправильным проводить параллель между результатами ее работы и работой других печей, хотя принципы, на которые я опирался при всех изменениях в ее работе были те, что развиты много ранее и в той же последовательности.

Потому здесь, не проводя сравнений, я вкратце остановлюсь только над некоторыми исследованиями, произведенными над этою печью и над постепенным ходом изменений в работе в связи с получаемыми при этом результатами. $190^7/_8$ заводский год дал на этой печи результаты—суточный выплав в 1238,7 п. при 44,10 % выходе из руд и при 2,3 п. чугуна на 1 к. арш. угля, считая березовый и еловый уголь вместе.

В конце $190^7/_8$ года и в начале следующего, с какого времени и нужно считать начало изменений в ее работе, были сделаны подробные исследования над распределением сыпи в шахте и над работою в ней газов с тем, чтобы, где нужно внести возможные изменения. Таблица XXIII с соответственным чертежом дает полное представление не только о том, что первоначально было найдено, но и что сделано в соответствии с найденными результатами. Эти исследования подтверждают то, о чем уже было говорено и ранее, что для колошников таких размеров, как К.-Александровский способ засыпи при помощи Толандера уральского типа дает вполне удовлетворительные результаты. В то же время при оборудовании горна пятью фурмами я счел нужным увеличить горн выдвиганием фурм на 3″ и сплавлением части стенок. Все остальное оставалось без перемены.

При этих условиях в $190^8/_9$ заводском году печь дала—суточный выплав в 1832,8 п. при % % выходе из руд в 45,96 и коробовом в 2,76 п. чугуна на 1 к. арш. угля, результат резко лучший.

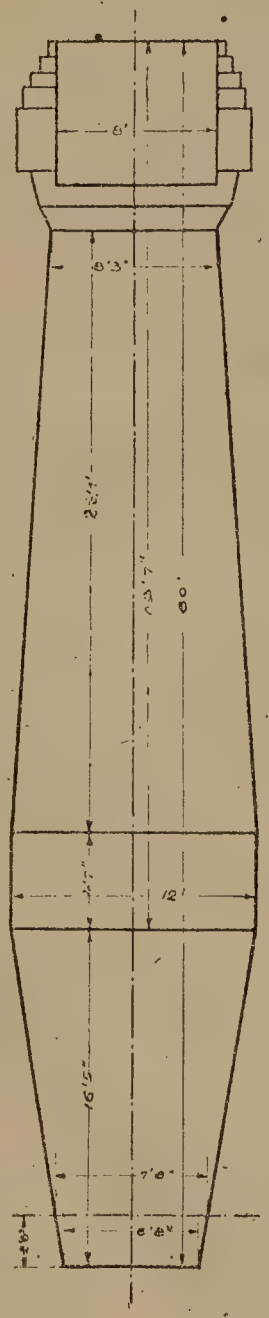
В следующем году согласно выработанного плана в конце года печь была остановлена для капитального ремонта, вызванного не только желанием внести в ее устройство изменения, но и усилить воздуходувную часть машины постановкою второго аналогичного существовавшему воздушного цилиндра.

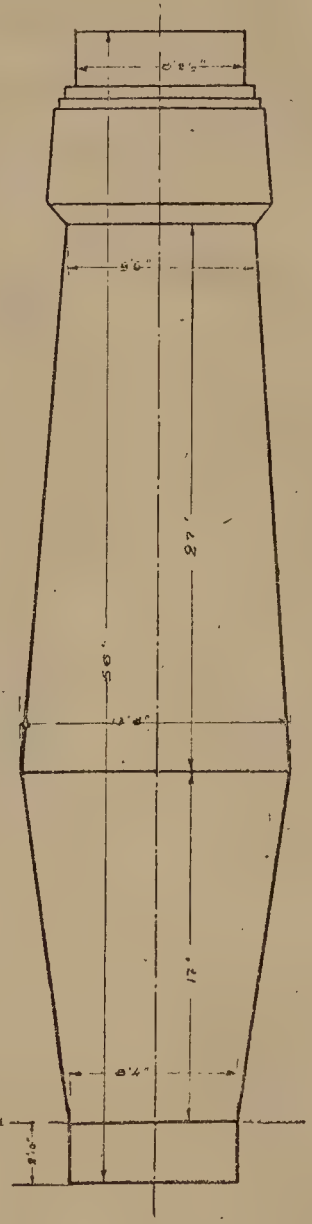
Незадолго до окончания работы печи в этом году угольная сыпь была изменена на 1 короб вместо $^3/_4$ короба, год дал суточную выплавку в 2044 п. при % % выходе из руд в 47,88 и 2,82 п. чугуна на 1 к. арш. угля.

При ремонте между прочими изменениями имелось ввиду повысить печь до 60′ (здесь я имел в виду увеличить емкость печи) вместо 56′, увеличить диаметр горна до 7′6″′ в плоскости фурм и количество фурм довести до 7 вместо 5-ти.

Задутая в конце июля 1910 года печь в $190_{10}/_{11}$ году дала суточный выплав в 2529 п. при 49,03 % % вых. из руд и 3 п. на 1 к. арш. угля, в связи с произведенными изменениями прогресс явный.

ПРОФИЛЯ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ





Горизонт фурм

Печь Кусье-Александровского зав.

Вместимость 4634 фут.³

1914 г.

Печь Би-серского завода

Вместимость 5069 фут.³

1914 г.

ТАБЛИЦЫ

результатов наблюдений над доменными печами

к статье:

Технические исследования хода древесно-угольных доменных печей.

ТАБЛИЦА № 1.

Время наблюд.	Место набл.	Состав газа				Темпер.
		CO_2	CO	H	CH_4	в °C
9 сент. 1904 года	3_1	6,0	30,4	7,2	1,0	550° Pm
13 „ „ „	„	6,4	29,0	7,8	0,9	390° „
15 „ „ „	„	8,4	28,0	7,0	0,5	440° „
16 „ „ „	„	8,6	27,0	6,0	0,7	480° „
20 „ „ „	„	10,6	26,9	6,4	0,7	400° „
21 „ „ „	„	9,2	28,4	7,0	0,7	380° „
22 „ „ „	„	9,6	28,2	6,9	0,6	370° „
23 „ „ „	„	9,0	28,6	6,3	0,8	400° „
24 „ „ „	„	9,6	27,4	7,0	1,0	320° „
18 окт. 1904 года	1_2	11,6	24,8	9,0	0,3	не опред.
19 „ „ „	„	12,8	23,6	8,0	0,6	„
20 „ „ „	„	15,2	21,6	9,0	1,0	„
22 „ „ „	„	12,0	24,6	8,7	0,8	„
23 „ „ „	„	14,8	22,5	8,0	0,9	„
24 „ „ „	„	16,6	21,0	9,7	0,9	„
25 „ „ „	„	15,0	22,5	6,7	0,8	„
27 „ „ „	„	11,8	26,8	10,9	1,1	„
28 „ „ „	3_1	11,2	27,0	7,3	1,3	496° Pm
28 „ „ „	1_2	12,6	25,8	7,4	1,2	не опред.
29 „ „ „	3_1	11,2	24,4	6,3	1,5	432°
29 „ „ „	1_2	16,0	20,4	8,1	1,6	не опред.
30 „ „ „	3_1	10,6	27,1	6,6	1,0	500°
30 „ „ „	1_2	14,2	21,7	7,9	1,3	
1 нояб. „ „	3_1	10,4	26,3	7,3	0,9	424° Pm
1 „ „ „	1_2	12,2	24,4	12,2	1,6	
2 „ „ „	3_1	6,4	30,5	5,2	0,7>	550° Pm
2 „ „ „	1_2	13,8	22,0	10,2	1,1	
5 „ „ „	3_1	5,8	30 8	6,4	1,3>	550° „
5 „ „ „	1_2	14,8	22,6	9,0	1,9	
6 „ „ „	3_1	8,2	28,0	6,4	1,4	462° „
6 „ „ „	1_2	15,8	21,9	8,9	1,2	
6 „ „ „	3_1	8,2	28,0	6,4	1,4	462°
6 „ „ „	1_2	15,6	21,8	7,9	1,1	
9 „ „ „	3_1	7,2	29,3	6,5	1,7	522°
9 „ „ „	1_2	10,6	25,8	8,4	1,5	
10 „ „ „	3_1	7,8	не	определ.		492°
10 „ „ „	1_2	17,0	18,8	9,9	1,1	
17 „ „ „	1_2	16,2	25,2	7,2	1,0	
17 „ „ „	2_2	11,2	25,8	8,7	не опр.	
17 „ „ „	3_2	4,3	32,2	7,6	1,0	

ТАБЛИЦА № 2.

Время наблюд.	Место набл.	Состав газа				Темпер.	Примечания
		CO_2	CO	H	CH_4	в °C	
Итоги по наблюд. с 25.нояб. по 20 дек. 1904 г.	1₁	9,5	27,7	8,1	1,5	303°	Ход печи за этот период. Сыпь 50—45 п. в кол. в сред. 47 п.; колош в сутки 48—60. Нагр. дутья 240°—340°C. Выплавка в сутки 900—1395 п.; %% вых. чуг. из руд 41—52. На 1 куб. арш. угля 2—2,5 пуда. Угля в колошу 9¾ куб. арш. сметничного печного.
	1₂	12,5	24,3	10,4	0,6		
	1₃	7,1	30,2	6,5	0,5		
	2₁	7,3	29,6	13,3	3,5		
	2₂	12,1	24,2	9,9	1,5		
	2₃	8,9	29,2	7,1	0,5		
	3₁	7,4	30,0	7,4	1,7	135°	
	3₂	3,5	34,1	5,9	0,9		
	3₃	0.8	37.2	2.4	0,2		
	5₂	3,3	33.8	4,7	1,2		
	5₃	1,5	37.0	3,0	0,2		

ТАБЛИЦА № 3.

Время наблюд.	Место набл.	Состав газа				Число наблюд.	Примечания
		CO_2	CO	H	CH_4		
В среднем с 15 февр. по 14 марта	1₄	1,3	35,7	2,7	0,2	22	Ход печи
	2₄	1,3	35,1	2,1	0,2	12	Сыпь руд в колошу 48—47 п.
	3₄	0,3	35,7	1,3	0,3	13	Колош в сутки 57—70.
	4₄	0.2	35,8	1,2	0,1	16	Нагрев дутья 160°—270° C.
	1₃	5,8	31,9	5,0	0,5	14	Суточн. выплавка пуд 1247—1781 ч.
	2₃	8,5	29,0	6,7	0,8	15	%% вых. из руд 46—53. На 1 куб. арш. угля 2,23—2,61 п. чуг.
	3₃	0,8	38,0	2,0	0,3	15	Угля к колошу 4,9 куб. арш. см. по 4,9 куб. арш. сметн. кур.
В среднем с 15 февр. по 1 марта	1₂	11,8	26,1	7,9	1,4	5	
	2₂	14,2	23,6	8,2	1,3	4	
	3₂	6,5	30,7	7,5	1,2	5	

ТАБЛИЦА № 4.

Время наблюд.	Место наблюд.	Темп. у стены в среднем	Maxim.	Min.	Число набл.
От 2-го по 14-е марта 1905 г.	1₄	774° по кал. Сименса	875°	675°	11
	3₄	874° „ „ „	925°	825°	7
	1₃	586° „ „ „	660°	500°	6
	3₃	735° „ „ „	800°	650°	8
	на 4-м гор. в центре печи	1050°			5

ТАБЛИЦА № 5.

Время наблюд.	Место набл.	Темп. в шахте печи № 3
В среднем по шахте для температ. при наблюдениях с 30 дек. 1904 г. по 12 янв. 1905 г.	1₁	326° C
	3₁	436° C
	1₂	прибл. 230° C
	3₂	„ 500° C при значит. колеб.
	1₃	„ 600° C
	3₃	„ 720° C

ТАБЛИЦА № 6.

Время наблюд.	Место набл.	Состав газа CO_2	CO	H	CH_4	Примечания
Средн. рез. наблюдений с 4 июня по 11 июня 1905 г. для горна печи № 3	Распар	4,14	33,2	2,49	0,3	За время этих наблюдений ход печи: сыпь 44—45 п. руды; колош в сутки 47—64; нагр. дутья 300°—340° C. %% вых. чуг. из руд 42—55, на куб. арш. угля 1,92—2,5 п. Угля в колошу 9¾ куб. арш. сметнично печного. Выплавка суточн. 1100—1500 п. С 7 июня по 11-ое шла необожженая руда.
	max.	9,0	34,8	3,4	0,4	
	min.	1,3	30,0	1,5	0,0	
	1	0,24	34,21	1,34	0,0	
	max.	0,6	35,6	1,9	0,0	
	min.	0,0	31,5	0,6	0,0	
	2	1,15	35,15	2,86	0,0	
	max.	4,0	42,4	5,0	0,0	
	min.	0,2	30,2	1,3	0,0	
	3	0,71	34,66	1,92	0,0	
	max.	1,2	37,6	2,2	0,0	
	min.	0,1	33,1	1,2	0,0	
Средние результаты с 4 июня по 11 июня	4	0,7	33,97	1,40	0,0	
	max.	4,3	36,9	2,0	0,0	
	min.	0,0	32,2	0,5	0,0	
	5	0,95	39,30	1,40	0,0	
	max.	3,8	41,5	2,1	0,0	
	min.	0,0	28,2	1,0	0,0	

ТАБЛИЦА № 7.

Время наблюд.	Место набл.	Состав газа CO_2	CO	H	CH_4	Темпер. в °C	Примечания
В среднем с 3 мая по 18 мая 1906 г.	1₁	12,3	26,9	6,7	1,6	314°	Нет слабого каления даже в темноте, т. е. темпер. не выше 500° C. Темно кр. каление на свету темпер. же ниже 650° C. Очень слаб. кал. на свету; темно 600° C. По стержню красное кал. на свету, темн. ∽ 700° C.
	3₁	9,9	29,0	4,8	1,0	413°	
	1₃	16,0	23,2	6,3	1,1		
	3₃	3,6	35,7	1,8	0,2		
	1₄	6,3	32,7	2,4	0,3		
	Расп.	2,9	34,7	1,9	не опр.		

За время с 3 по 18 мая ход печи:
Сыпь руды 60 п.
Колош в сутки 47—67.
Выплавка 1200—1740 п. чуг.
%% выход. из руд 44—54.
Нагр. дутья 370°—400° C.
На 1 куб. арш. угля 2,54—3,2 п.
Угля в колошу 9¾ куб. арш. сметн. печного.

ТАБЛИЦА № 8.

Время наблюд.	Место набл.	Состав газа				Темпер.	Примечания
		CO_2	CO	H	CH_4	в °C	
Средн. из наблюд. над печью № 2 с 15 марта по 24 март. включит.	1_1	13,6	24,3	4,8	1,3	256° C	Ход печи за время набл.: Сып. руды в. кол. 39—41 п. Колош в сутки 55—60. Нагр. дутья 350°—400° C. Выпл. чуг. в сутки 1105—1279 п. % вых. из руд 45—52. На короб угля 2,77—3,3 п. чуг. Угля в колошу 3,25 к. арш. сосн. курен 3,25 к. арш. сметн. печного.
	2_1	10,8	26,2	7,7	1,6		
	1_2	9,1	31,2	2,3	0,6		
	2_2	11,9	26,0	2,8	0,7		
	3_2	10,3	28,4	27,0	0,7		
	4_2	5,4	30,5	4,4	0,9		
	1_3	2,5	34,2	1,6	0,5		
	2_3	4,0	32,9	1,3	0,5		
	3_3	3,0	35,5	1,9	0,4		

ТАБЛИЦА № 9.

Время наблюд.	Место набл.	Состав газа				Темпер.	Примечания
		CO_2	CO	H	CH_4	в °C	
В средн. по набл. с 29 март. по 13 апр. 1905 г. для печи № 2.	1_1	10,0	27,8	7,2	1,5	300° Ра7	Ход печи за время набл.: Сынь в колошу 31—32 п. руд. Колош в сутки 52—70. Нагрев дутья 420—400° C. Суточн. выпл. 815—1149 п. %% выход из руд 44—50. На 1 куб. арш. угля 2,16—2,8 п. Угля в колошу 3,25 к. арш. елов. печн., 3,25 к. арш. кур. осинов. или сметн. кур.
	2_1	8,2	28,5	10,3	2,4	не опр.	
	1_2	2,0	36,5	1,9	0,5	840° к. C.	
	2_2	7.1	30,1	4,0	1,1	684° „	
	3_2	5,0	30,7	3,2	0,7	762° „	
	4_2	2,3	33,7	4,5	0,4	не опр.	
	1_3	1,0	44,5	1,2	0,1	979° К. C	
	2_3	3.1	35,0	3,4	0,6	767° „	
	3_3	0,8	34,1	2,0	0,1	786° „	
	1_4	0,1	38,9	2,0	0,2	945° „	
	2_4	0,4	35,4	2,9	0,4	845° „	
	3_4	не определено					

Обыкновенно в отвер. за №№ 1 в гориз. плоскости по стерж. везде сильн. кален.; темн. пояса почти нет, в отверст. за №№ 2 и 3 во 2-м горизонте у стенки температура выше, чем к средине, в горизонте третьем в промежутке более темный пояс, у края и в сред. темпер. выше, иногда узкий вообще пояс более высокой темпер. у стены мало заметен.

ТАБЛИЦА № 10.

Время наблюд.	Место набл.	Состав газа				Примечания
		CO_2	CO	H	CH_4	
11 мая 1905 года	Газ из горна печи № 2 изотверст. над выпуск. леткой для чугуна.	0,5	50,0	0,7	0,2	По стерж. у стены температура ниже, чем к средине горна.
12 „ 10 ч. утра		0,0	65,0	1,6	0,0	
12 „ 1 ч. дня		0,9	62,4	1,3	0,0	
14 „ 1 „ „		0,0	43,5	2,0	0,0	
24 „ 1 „ „		2,0	53,5	1,0	0,1	
25 „ 1 „ „		0,4	45,0	1,0	0,1	
В среднем .		0,6	53,2	1,3	0,1	

ТАБЛИЦА № 11.

Место отверст.	Высота над лещад.	% содерж. в газе по об'ему		Число наблюд.
		CO_2	CO	
отверст. с южн. длин. сторон. печи	6'8"	0,6 max. 0,8 min. 0,0	35,5 max. 36,7 min. 32,8	16
2 отверст. с северн. длин. ст. печи	„	6,2 max. 10,4 min. 1,0	30,0 max. 35,4 min. 27,3	20
1 отверст. с южн. стор.	13'6"	0,4	34,6	12
1 отверст. с северн. стор. . . .	„	8,8	28,2	35

ТАБЛИЦА № 12.

Место отверстий	№ места	% содержание в газе по об'ему		Число наблюдений
		CO_2	CO	
Узкая стор. печи к выпуск. отвер. .	1	8,8	27,7	14
	2	13,8	24,2	5
	3	13,0	23,7	5
Узк. стор. печи противопол. вып. отв.	1	14,2	22,0	15
	2	16,1	20,7	3
	3	15,8	20,7	3
Южн. шир. часть шахты	1	16,1	20,0	13
	2	16,0	21,0	4
	3	10,4	24,6	4
Северная часть шахты	1	18,6	18,9	14
	2	14,1	22,7	3
	3	9,4	26,8	3

ТАБЛИЦА № 13.

Технические данные по работе теплогорской печи в январе, феврале и марте месяц. 1908 г. (при угольной колоше в 1,5 короба).

Месяц. число	Диам. сопла.	Упруг. дутья	Нагр. у аппарата	Колош в сутки	Сыпь руд в пуд	Флюсы в пуд	Суточн. выпл. чугуна	% % выход из руд.	Выход чугуна на короб угля	Качество		Темпер. колошник. газа	Примечания
										Чугуна	Шлака		
Среднее за январь . . .				46,5	71		1445	45,54	21,57			238°	
Итог с 7 февр. по 5 март. включ. .				47,1	77,4		1579,5	43,72	22,5			175°	со, в кол. газ. 14,2
6	1 7/8"	2"	370	34	„	15	1136	42,83	22,27	сер.	св. зел.	остановка для выдв. фурм 5, 6, 7 и 8 на 3"	
7	„	2 1/2"	420	46	„	„	1588	44,26	23,01	„	св. з. и дым	162—169	14,8—15,3
8	„	3"	415	50	„	„	1671	42,84	22,28	„	фиолет	144—167	15,1—15,8
9	„	3 1/8"	420	51	80	„	1765	43,26	23,07	„	дымч.	146—164	15,3—16,5
Среднее с 10-го по 31 марта включ.				52,2	79	16,25	1800	43,31	23,0			158°	14,8%

ТАБЛИЦА № 14.

Результаты плавки с 15 июля по 16 авг. 1908 г.

Теплогорская печь.

В среднем	55,7	71,5	9,3	2041	51,27	24,44			

ТАБЛИЦА № 15.

Распар печи, 11′ от, плоскости фурм кверху.

Месяц и число	Передняя стенка: Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2	Стенка к котлам: Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2	Задняя стенка: Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2	Стенка к аппарату: Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2
1913 г. июнь 14													—	1,5	—	35,4	0,8	2,0						
15	10½ ч. утра	0,5	—	38,2	0,8	1,2							9 ч. утра	1,7	0,2	35,2	0,4	2,1						
„	3 часа дня	1,4	—	37,2	0,2	2,4	3 ч. дня (шлак темн. зел.)	8,4	—	28,6	0,2	2,8	10½ ч. утра	1,2	—	36,3	—	2,0						
17	10½ ч. утра	0,6	—	36,0		—	10½ ч. у. (шлак темн. зел.)	7,2	—	28,2	0,6	3,6	10½ ч. утра	1,0	0,2	37,0	0,6	2,7						
18	10½ ч. утра	0,5		37,4	—	—	10½ ч. утра	9,2		25,8	0,8	3,5	10½ ч. утра	1,4	—	35,0	—	—						
19	10 ч. утра						10 ч. утра	4,6	—	30,4	—	—	10 ч. утра	1,0	0,2	36,2	0,2	2,6						
20							9 ч. утра	6,8	—	30,2	—	—	9 ч. утра	1,4	—	37,0		—	3 ч. дня	0,8		37,4	0,2	1,6
22	1½ ч. дня	0,8	—	37,2		—	9½ ч. утра	3,4	—	30,6	—	—	1½ ч. дня	0,8		33,9	—	—	9½ ч. утра	0,4	—	33,6		—
24	9 ч. утра	0,6	—	39,2		—	9 ч. утра	4,2	—	32,4	—	—	9 ч. утра	0,4	—	39,4			9 ч. утра	—	—	38,8	—	—
25	8½ ч. утра	2,0	—	—			8½ ч. утра	9,6	—	30,0	—	—	8½ ч. утра	0,5	—	—	—	—	8½ ч. утра	0,5		—	—	—
26	9 ч. утра	1,8	—	36,0		2,0	9 ч. утра	4,0	—			—	3½ ч. дня у сам. стены	0,2	—	39,2	—		9 ч. утра	0,2	—	38,0	—	—
27	2 ч. дня	1,8				—							2′ от стены	0,2	—	40,6	0,8	2,8						
„													4′ от стены	2,0	—	35,7		—						
							2 ч. дня	7,4	—	29,8	—		2 ч. дня	2,0	—	35,7		—	2 ч. дня	0,1	—	36,0	—	—
28							3 ч. дня	9,4	—	31,4	—	—	3 ч. дня						3 ч. дня	0,2	—	37,0		—
июль 1	9 ч. утра	2,8	—	34,8			9 ч. утра	6,4	—	31,2	—	—	9 ч. утра	1,5	—	37,0		—	9 ч. утра	—		36,6		—
„													2 ч. дня	0,8	—	38,5	—	—						
2	9 ч. утра	0,2		34,6	—	—	9 ч. утра	7,8	—	27,4	—	—	9 ч. утра	1,4	—	36,0	—		9 ч. утра		—	36,0	—	—
„													3 ч. дня (у самой ст.)	0,6	—	38,6	—	—						
„													2½′ от стены	0,2	—	38,2	—	—						
3	2 ч. дня	0,7	—	37,0	—	—	2 ч. дня	11,6	—	26,2	—	—	5′ от стены	0,6	—	33,8	—	—						
„													2 ч. дня	1,4	—	35,0	—		2 ч. дня	1,3		36,7	—	—
2																								
5							4½ ч. дня	11,8	—	25,6	—	—							1½ ч. дня	0,4	—	36,2	—	—
8	1½ ч. дня						1½ ч. дня	3,2		33,2	—													
„	5 ч. дня	0,4	—	—	—		5 ч. дня	4,0		—		—	5 ч. дня	1,4		—	—	—	5 ч. дня	0,2		—	—	—
9	1 ч. дня	0,6		37,0	—	—	1 ч. дня	6,6	—	30,6		—	1 ч. дня	0,8	—	36,4		—	1 ч. дня	0,4	—	36,8	—	—
10	9½ ч. утра	1,2	—	35,6			9½ ч. утра	9,3	—	27,9	—	—	9½ ч. утра	1,0	—	—	—	—	9½ ч. утра	1,8		36,5		—
11							10 ч. утра	9,6		—		—							9½ ч. утра	0,2	—	36,0	—	—
13	9 ч. утра	0,8	—		—	—	9 ч. утра	2,2		—	—	—	9 ч. утра	0,2	—		—		9 ч. утра	0,8	—	—		—
15	8½ ч. утра	1,6	—	36,8	—	—	8½ ч. утра	9,6	—	27,2	—		8½ ч. утра	0,6		38,2	—	—	8½ ч. утра	0,6	—	38,6	—	—
„							4 ч. дня	4,4	—	—	—	—							4 ч. дня	0,0	—	—	—	—
16	8½ ч. утра	1,0		36,8	—	—	8½ ч. утра	3,0	—	—	—	—	8½ ч. утра	0,2	—	—	—	—	8½ ч. утра	0,6	—	37,0	—	—
18							8½ ч. утра	3,6		32,4	—								8½ ч. утра	0,6		40,4	0,6	2,2
„							9½ ч. утра	4,6		31,6	0,6	2,9												
19							9 ч. утра	8,0		31,8	0,4	3,9							9 ч. утра	0,4	—	37,6		—
„							2½ ч. дня	4,8	—	37,8	—	—							2½ ч. дня	0,8		40,0	—	—
26							2 ч. дня	2,0	—	—	—	—							2 ч. дня	1,4	—	—	—	—
„							4 ч. дня	6,2		—		—												
29													2 ч. дня	1,2	—	—	—	—						
31							8 ч. утра	0,8	—		—	—												
„							10 ч. утра	0,4	—	—	—													
„							2 ч. дня	8,6	—	28,4	—	—												
август 7	8 ч. утра						8 ч. утра	2,2	—	—	—	—	8 ч. утра	0,2	—	—	—	—	8 ч. утра	0,2	—	—		—
							Содержание CO_2 в газе в количестве большем 7% наблюдалось при чугунах стыловатых; при половинчатых и белых жидких падало до 2%.																	
	Среднее .	1,8		36,7	0,5	1,9		6,2	—	29,9	0,5	3,3		1,0	—	36,7	0,5	2,6		0,5	—	37,1	0,4	1,9

Горизонт, находящийся на 18′ от колошника или 35′,66 от плоскости осей фурм.

Месяц и число	Передняя стенка: Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2	Стенка к котлам: Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2
июнь												
22	9 ч. утра	2,0	—	32,8	—	—	9 ч. утра	15,0	—	91,4	—	—
25	9½ ч. утра	4,8	0,4	32,2	1,2	2,3	9½ ч. утра	20,2	0,4	17,8	0,6	8,5
26	9½ ч. утра	4,0	—	—	—	—	9½ ч. утра	20,8	—	16,8	—	—
27	4 ч. дня	2,0	—	—	—	—	4 ч. дня	18,2	—	17,6	—	—
28	8½ ч. утра	5,0	—	31,4	—	—	8½ ч. утра	18,2	—	17,8	—	—
июль												
1							3 ч. дня	15,4	—	19,6	—	—
4	9½ ч. утра	4,0	—	—	—	—	9½ ч. утра	20,6	—	15,0	—	—
5	—	3,2	—	33,2	—	—	—	19,6	—	17,4	—	—
6	9 ч. утра		—	—	—	—	9 ч. утра	19,6	—	17,8		—
	1 ч. дня	—		—	—	—	1 ч. дня у стены	19,4	—	17,2	—	—
							2′ от стены	14,6	—	22,8	—	—
8	8½ ч. утра	2,6	—	35,7	—	—	8½ ч. утра	14,3	—	24,3		—
							2′ от стены	13,6	—	25,8	—	—
							4′ от стены	11,4	—	28,9	—	—
9	9 ч. утра	—	—	—	—	—	9 ч. утра	14,6	—	24,2	—	—
							1½′ от стены	12,7	—	28,2	—	—
11	9 ч. утра	2,2	—	31,7	—	—						
	(одноврем была взята проба с 3 же стор, но на расстоянии 7′ от колошника CO_2 в ней 11,2%).											
12	9½ ч. утра	3,0	—	39,0	—	—	9½ ч. утра	16,8	—	21,8	—	—
13	—	2,6	—	33,6	—	—	2 ч. дня	19,0	—	19,4	—	—
15	10½ ч. утра	—	—	—	—	—	10½ ч. утра	18,4	—	—	—	—
16	2 ч. дня	2,8	—	34,6	—	—	2 ч. дня	18,0	—	20,2	—	—
17	4 ч. дня	—	—	—	—	—						
	Среднее	3,2	—	33,2	1,2	2,3	(t стенки < 550° с 4′ от стенки < 550с	18,0	—	19,2	0,6	8,5

Примечание: средние результаты выведены из цифр, представляющих собою 0/00/0 содержание данной составной части газа, взятого у стенки печи.

Задняя стенка: Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2	Стенка к аппарату: Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2
9 ч. утра	6,1	—	—	—	—	9 ч. утра	14,6	—	25,2	—	—
9½ ч. утра	3,4	—	—	—	—	9½ ч. утра	14,6	0,4	24,6	—	5,3
9½ ч утра	5,0	—	—	—	—	9½ ч. утра	14,2	—	—	—	—
4 ч. дня	6,6	—	30,8	—	—	4 ч. дня	12,4	—	24,1	—	—
8½ ч. утра	7,6	—	30,1	—	—	8½ ч. утра	14,2	—	23,4	—	—
3 ч. дня	11,2	—	27,0		—	3 ч. дня	14,8	—	23,4		—
9½ ч. утра	6,6	—			—	9½ ч. утра	15,8	—	—	—	—
2′ от стены	11,6	—	—	—	—						
4′ от стены	7,8	—	30,0	—							
	6,6	—	32,0	—	—						
2′ от стены	8,6	—	30,0	—							
4′ от стены	5,0	—	34,6	—	—						
9 ч. утра у стены	6,2	—	31,0	—	—	9 ч. утра	15,2	—	22,4	—	—
2′ от стены	10,0	—	29,4	—	—						
4′ от стены	7,4	—	31,8	—	—						
1 ч. дня	7,0	—	—	—	—						
1½ ч. дня у стены	6,2	—	32,2	—	—						
2′ от стены	9,8	—	29,0	—	—						
4′ от стены	8,8	—	31,4	—	—						
9 ч. утра	7,2	—	32,8	—	—	9 ч. утра	12,6	—	26,4	—	—
						9 ч. утра	14,4	—	25,0	—	—
						(одноврем. была взяты пробы на 7′ от колошника; CO_2 в ней 13,2%, CO 21,0).					
9½ ч. утра	4,6	—	35,4	—	—						
2 ч. дня	6,0	—	—	—	—	2 ч. дня	10,0	—	29,6	—	—
						10½ ч. утра	9,8			—	—
2 ч. дня	6,6	—	33,1	0,4	2,9	2 ч. дня	11,0	—	—	—	—
4 ч. дня у стены	6,6	—	33,6	—	—						
2′ от стены	10,2	—	28,8	—	—						
4′ от стены	7,2	—	33,4	—	—						
у стены	6,5	—	31,8	0,4	2,9		13,8	—	24,6	—	5,3
2′ от стены	10,0	—	29,0	—	—						
4′ от стены	7,0	—	32,2	—	—						
Давление 0″,34 рт. столб. t у стены 805° C 2′ от стены > 550° 4′ от стены 670° у стенки 820° 2′ от стены 550° 4′ от стены 794°											

Горизонт, находящийся на расстоянии 7′ от колошника, или 46′,66 от плоскости осей фурм.

июнь 21	2 ч. дня	13,5	0,6	25,7	—	—	2 ч. дня	17,6	—	23,3	—	—
22	9½ ч. утра	11,7	—	—	—	—	9½ ч. дня	19,2		—	—	—
25	1½ ч. дня	11,6	—	27,4	—	—	1½ ч. дня	19,8		19,0		—
июль 10	2 ч. дня	12,6	—	24,6	1,2	6,9	2 ч. дня	19,4	—	18,8	—	—
11	—	11,2	—	—	—	—						
13	—	12,2	—	—	—	—						
	Среднее	12,8	0,6	25,9	1,2	6,9		19,0	—	20,4	—	—

2 ч. дня	16,4	—	23,6	—	—	2 ч. дня у стенки	15,6	0,4	24,0	—	—
						1½′ от стенки	16,4	—	23,2	—	—
						4′ от стенки	14,0	—	25,6	—	—
1½ ч. дня	14,6	—	24,2		—	1½ ч. дня	17,1	—	23,0	—	—
2 ч. дня	14,4	—	23,6	—	—	2 ч. дня	17,2	—	21,2	—	—
							18,2	—	21,0	—	—
давление газа 0″,08 по ртути. столб.	15,1	—	23,8	—	—		17,0	0,4	22,5	—	—

Горизонт, находящийся на рас-

Месяц и число	Передняя стена. Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2
июль 29	. . . . .					
30	. . . . .					
31	. . . . .					
август 1	8½ часов утра	0,6	—	43,0	—	2,2
„	10 часов утра, после выпуска чугуна	0,8	—	43,2	—	
„	2 часа дня „ „ „	—	—	40,0	—	—
2	8½ часов утра	—	—	48,0	—	
„	2 часа дня, после выпуска чугуна	—		38,5	—	—
3	8½ часов утра	0,2		47,6		
„	10¼ часов утра, после выпуска чугуна	0,4	—	41,0	—	—
„	1½ часа дня	0,5	—	46,5	—	—
5	8½ часов утра	0,2	—	69,0	0,3	0,9
„	10 часов утра, после выпуска чугуна	0,4	—	39,0	—	
„	2 часа дня „ „ „	0,6	—	42,4	—	—
7	8½ часов утра	0,6	—	45,4	—	—
8	8½ часов утра	2,0	—	55,7	—	—
„	10½ часов утра, после выпуска чугуна	—	—	40,0		—
9	9 часов утра	0,4	—	42,0	—	
„	2¼ часа дня, после выпуска чугуна	0,4		42,4	—	—
10	8 часов утра	0,3	—	46,7		
16	8½ часов утра	0,4		45,0	—	
„	10½ часов утра, после выпуска чугуна	0,4	—	38,0		—

Давление в горне 2″ по ртутному столбу,

при давлении на фурмах 2,5—2″,6.

Температура в горне против фурм

1640° С, при плавке на белый чугун.

Температура вытекающего шлака 1430° С.:

Температура вытекающего чугуна 1250—1275° С (белого жидкого).

стоянии ½′ от плоскости осей фурм.

Задняя стена. Время взятия пробы	CO_2	C_nH_{2n}	CO	CH_4	H_2
8 часов утра, до выпуска	0,7	—	44,1	—	—
8½ „ „ „ „	0,8	—	44,7	0,4	3,1
9¾ „ „ после выпуска шлака	0,8	—	43,2	0,3	3,1
10 „ „ после выпуска чугуна	0,6	—	42,1	—	
2 часа дня, после выпуска чугуна	0,6	—	46,8	—	—
3 „ „ „ „	1,0		46,8	—	—
8 часов утра, до выпуска	1,4	—	49,2	—	—
9¾ часов утра, после выпуска шлака	0,8	—	49,2	—	
10¼ „ „ „ „ чугуна	0,8		42,2	—	—
1½ часа дня, до выпуска чугуна	1,6		49,2	—	—
2¼ часа дня, после выпуска чугуна	0,8		46,0	—	—
5 часа дня, до выпуска шлака	0,8		45,6		
6 часа дня, после выпуска чугуна		—	40,2	—	—
8½ часов утра	1,1	—	55,0		—
10 „ „ после выпуска чугуна	0,2		43,1	—	
2 часа дня, после выпуска чугуна	0,6	—	57,0	—	—
8½ часов утра	1,0	—	49,0		—
2 часа дня, после выпуска чугуна	1,4	—	44,6	—	—
8½ часов утра	0,6		60,4		—
10¼ „ „	1,0	—	45,3		—
2 часа дня, во время выпуска чугуна	0,8		46,0	—	—
8½ часов утра	1,0		54,4		
10 часов утра, после выпуска	1,4	—	39,0		
2 часа дня	1,8	—	41,2		
8½ часов утра	1,2	—	52,2	—	—
8½ часов утра	1,0	—	57,3		—
10½ часов утра, после выпуска	1,0	—	41,0	—	
9 часов утра	2,4		47,8	—	
2¼ часа дня, после выпуска чугуна	1,0	—	43,6	—	
9 часов утра	0,8	—	52,2	—	
8½ часов утра	1,8	—	51,0	—	—
10½ часов утра	1,6		43,6	—	—

Температура стылого чугуна (при сыром ходе доменной печи) с большим количеством искр 1200° С. (Изменения произведены при помощи пирометра Wanner'a).

ТАБЛИЦА

Распар 11' от плоскости фурм.

Месяц и число	Задняя стенка			Стенка к котлам			Стенка к аппар.			Примечания
	Вр. взят. пр.	CO_2	CO		CO_2	CO		CO_2	CO	
октябрь										
11	10 ч. утра	1.4		9½ ч. утра	2.8	-				Чуг. пол. и бел.
12	10 ч. утра	0,6	—	10 ч. утра	3,0	—				„ „ „
14	10 ч. утра	-	—	10 ч. утра	2,4	—				Чуг. бел.
16	8 ч. у. 4' от ст.	—	—	8 ч. утра	6,2	—	8 ч. утра	1,0	—	Чуг. стыл. и жидк.
	2' от стены	0,4	—							
	у стены	1,0	39,2							
ноябрь										
1				2½ ч. дня	2.4	—				
	Среднее	0,85	—		3,36	—		1.0	—	

№ 16.

Горизонт, находящийся на 18' от колошника.

Месяц и число	Передняя стенка			Стенка к котлам			Задняя стенка			Стенка к аппарату		
	Время взятия пр.	CO_2	CO		CO_2	CO		CO_2	CO		CO_2	CO
октябрь												
5	2 ч. дня	2,7	35.6	2 ч. дня	17,2	21.0						
10	10½ ч. утра	4.4	33,0									
-	2 ч. дня	2.0	38,0	1½ ч. дня	10,6	-	3 ч. дня	3.0	—			
..	1 ч. дня	2,4	57.5	1 ч. дня	8.5	25.9						
11	9½ ч. утра	3,7		9½ ч. у.	15.8	-	9½ ч. утра	2,0	35.0			
..	2 ч. дня	2,4	—									
12	10 ч. утра	2,9	-							10 ч. утра	8.5	
14	3 ч. дня	3.0	—	10 ч. утра	15,0	—	3 ч. дня	7.6	—	3 ч. дня	7.8	
16				10 ч. утра	19,8	—	(c) 4' от ст.	7.0	-			
							(d) 2' от ст.	8.9				
							у стенки	3.0		2 ч. дня	6.1	
17	8 ч. утра	1.0	-	8 ч. утра	15.5		(c) 4' от ст.	7,2				
..							(d) 2' от ст.	9.2	--			
..							у стенки	2.8	—			
18				9 ч. утра	7,0		9 ч. утра	2,8	—	9 ч. утра	5.6	
				(c) 4' от ст.	10,6	—	(c) 4' от ст.	10,4	—			
				(d) 2' от ст.	14.4	—	(d) 2' от ст.	7.2	-			
				у стенки	14,0		у стенки	2.8	--			
19				10½ ч. у.	13,1		4' от ст.	6.8	—	11½ ч. дня	12,6	-
							2' от ст.	7,2				
							у стенки	3.2	—			
21				3 ч. дня	15,0	—	4' от ст.	4,0	-			
							2' от ст.	2.8				
							у стенки	4.8	-			
								5.4	-	1½ ч. дня	1,6	-
22	8½ ч. утра	2,4	-		11.6	—		3.6			9,8	-
23	3 ч. дня	—	-	3 ч. дня	22,2			3.6	-		9.7	
24				8½ ч. у.	15,2		4' от ст.	8.2	—			
							2' от ст.	7.6				
							у стенки	3.2				
29				2 ч. дня	16.5		4' от ст.	13,2	-			
							2' от ст.	10.0				
							у стенки	2.0	—			
30		4,7	—	4' от ст.	8.1					4' от ст.	10,0	—
				2' от ст.	14,4	—				2' от ст.	10.9	
				у стенки	11.2					у стенки	9,4	—
31	3½ ч. дня	2.2		3½ ч. дня	1.2	-	3½ ч. дня	2.0		3½ ч. дня	4.0	—
ноябрь 1	2½ ч. дня	1.6	—	2½ ч. дня	4.0	—				4' от ст.	14.4	
										2' от ст.	15.8	—
										у стенки	6.8	—
	Среднее	2.9			13.2			3.2	—		7.7	

ТАБЛИЦА № 17.

Горизонт 0,5 от плоскости фурм.

Месяц и число	Передняя стенка: Время взятия проб.	CO_2	CO	CH_4	H_2	Стенка к котлам: Время взятия проб.	CO_2	CO	CH_4	H_2	Задняя стенка: Время взятия проб.	CO_2	CO	CH_4	H_2	Стенка к аппарату: Вр. вз. проб.	CO_2	CO	CH_4	H_2	Примечания
Ночь.																					
19	После вып. чуг. 2 ч. д.	0,8	40,5	0,5	1,6						после в. чуг. 2·05 ч. д.	0,0	41,2	0,2	1,1						
	До вып. чуг. 10 ч. у.	1,5	39,9	-	--						„ вып. ч. 10·05 ч. у.	0,1	47,4	--	—						
	После в. ч. 10·05 ч. у.	1,5	—																		
20	До вып. шлака 8 ч. 55 м. утра . . .	1,4	37,3	0,1	1,1						до вып. шлака 8·55 ч. у.	0,1	50,0								
											после в. шлак. 9·20 ч. у.	0,0	45,3	-	-						
											„ вып. чуг. 10·05 ч.	0,0	41,2	0,6	0,5						Средн. состав газа до вып. чугуна.
21											до „ „ 2 ч. д.	0,1	52,0		—						
											после в. „ 2·05 ч. д.	0,0	45,8	—	—						
22											до вып. „ 9·55 ч. у.	0,0	50,8	0,67	0,5						
											после вып. „ 10·08 ч.	0,0	44,2	-	—						
23											до вып. „ 9·30 ч. у.	0,0	53,3	—	-						
											после вып. „ 10·05 ч.	0,1	45,0	–	—						
	Среднее .	1,3	39,2	0,15	1,5							0,04	47,2	0,19	0,7						
	Распар (II от плоскости фурм.)																				
	В среднем с 2-го по 13 июня .	1,51	38,3	0,35	3,15	3,9	32,9	-				0,3	58,1	0,45	1,6		1,5	35,3	--		
	Горизонт 18 от колошника.																				
	В среднем с 8-го мая по 23-е июня . . .	1,55	37,5	0,2	3,0	16,[illegible]	22,[illegible]	0,8	0,[illegible]			1,74	3[illegible],8	0,5	1,[illegible]		16,6	2[illegible],0	0,5	3,0	
	Горизонт 7 от колошника.																				
	В среднем с 8-го мая по 21 июня . . .	10,1	29,2	0,7	1,3	18,65	20,3	2,2	7,6		Вследствие имеющейся цинковой пастыли в этой части стенку не могли пробить						18,56	20,6	2,2	7,7	
	Колошниковый газ.																				
	В среднем с 8-го по 21-е мая .					15,1	24,2	—	—								15,05	24,3	1,75	7,3	

ТАБЛИЦА № 18.

Бисер 1913 года.

Горизонт. находящийся на 10′ от колошника.

Месяц, число	Задняя стенка	CO_2	Стенка к аппар.	CO_2	Стенка к печам	CO_2	Примечания
1913 г. декабрь 14	2½ ч. дня		(b) у стенки	12,0			
	(e) у стенки	15,0	(d) 2½′ от ст.	14,0			
	(c) 2½′ от ст.	15,2					
	(a) 5′ от стенки	15,4					
15	9½ ч. утра		10½ ч. утра		10½ ч. утра		
	(e) у стенки	15,6	(f) у стенки	13,2	(k) у стенки	17,2	
	(c) 2½′ от ст.	15,9	(d) 2½′ от ст.	14,8	(b) 2½ от ст.	17,[illegible]	
	(a) 5′ от стенки	16,4					
19	9½ ч. утра		10 ч. утра		10 ч. утра		
	(e) у стенки	15,9	(f) у стенки	15,4	(k) у стенки	14,0	
	(c) 2½′ от ст.	16,0	(d) 2½′ от ст.	12,0	(b) 2½′ от ст.	13,0	
	(a) 5′ от стенки	16,0					
20	9½ ч. утра		10 ч. утра		10 ч. утра		На стороне к аппарату сыпь держится намеренно легче.
	(e) у стенки	16,3	(f) у стенки	10,4	(k) у стенки	16,4	
	(c) 2½′ от ст.	17,0	(d) 2½ от ст.	12,8	(b) 2½′ от ст.	15,8	
	(a) 5′ от стенки	15,6					

ТАБЛИЦА № 19.

Месяц, число	Место взятия пробы	Температ. по отводу к котлам	Температ. по отводу к аппар.	Температ. по шахте на глубине 974' к котлам	Температ. по шахте на глубине 974' к заду	Температ. по шахте на глубине 974' к аппар.	К котлам CO_2	К котлам C_nH_{2n}	К котлам CO	К котлам CH_4	К котлам H_2	За печи CO_2	За печи C_nH_{2n}	За печи CO	За печи CH_4	За печи H_2	К аппарату CO_2	К аппарату C_nH_{2n}	К аппарату CO	К аппарату CH_4	К аппарату H_2
сент. 23	10 ч. утра шахта а) у стен.											11,6	0,2	26,4	2,0	5,1	13,9	0,2	24,3	2,0	5,5
	11 ч. колош. из отв.	392°	260°														10,8	0,0	25,9	2,2	6,1
	2 ч. дня шахта а) у стен.			465	270°	240°	9,0	0,2	29,0	1,7	7,6						13,5	0,1	25,4	1,7	5,2
	4 ч. колошник	387°	304				8,2	0,2	28,2	1,4	8,0	12,3	0,1	25,0	1,8	7,4	9,4	0,0	28,4	1,8	8,0
24	7 ч. утра а) у стен.			440°	260°	307	9,1	0,6	28,0	1,2	9,4						11,7	0,3	26,3	2,2	7,2
	b) 1½' от стены											11,8	0,0	25,6	2,0	6,7	14,5	0,3	24,0	3,1	10,2
	c) 3½' от стены											11,1	0,0	26,9	1,8	7,8	12,9	0,4	26,3	2,5	7,0
	10 ч. колошник	381°	307°				осадка колош. взрыв. огонь выброс. близ отвер.					9,8	0,1	28,2	1,8	8,1	10,2	0,0	27,5	2,7	4,7
25	шахта а)			535°	325°	345	7,3	0,0	30,3	2,1	7,7						14,3	0,4	23,4	1,7	9,4
	„ b)						6,5	0,3	31,4	1,5	8,9	12,4	0,0	24,2	2,3	8,1	13,0	0,4	25,4	0,8	9,6
	„ c)						8,7	0,2	29,6	3,0	9,9	11,0	0,8	25,7	2,0	7,3	12,4	0,4	26,2	0,7	9,7
	11 ч. колошник	378°	309°				7,5	0,3	31,0	3,4	9,2	10,4	0,4	26,9	0,5	10,3	9,4	0,2	27,6	2,0	7,6
	3 ч. дня шахта а)			524	270°	305	7,5	0,4	29,7	1,5	7,9						11,8	0,4	26,5	1,2	8,4
26	6½ утра колошник	395°	253°				7,0	0,3	31,7	1,9	5,9	12,7	0,2	26,7	2,4	9,3	10,2	0,2	27,0	–	–
	9 ч. шахта а)						8,4	0,4	28,6	1,7	7,2										
	„ b)											10,3	0,2	26,8	2,2	7,9					
	„ c)											11,8	0,4	25,9	1,6	8,8					
	1 ч. д. шахта а)			510°	285°	235						12,4	0,4	24,8	0,8	10,0					
	3 ч. „ а)						9,7	0,1	29,3	2,0	6,5	11,8	0,0	26,2	1,8	7,6	15,4	0,3	21,7	0,9	9,5
	5 ч. колошник	345°	235°				9,3	0,2	27,1	1,6	7,9	10,9	0,2	27,2	2,5	7,1	14,2	0,2	23,4	1,2	9,3
27	6½ ч. утра колошник	359°	268				10,0	0,4	25,3	2,4	6,8						10,7	0,2	24,8	2,2	7,8
	шахта а)						9,5	0,2	27,8	2,1	6,8						10,6	0,3	26,1	2,6	6,6
	„ b)						10,1	0,3	27,0	1,7	6,7	12,5	0,4	24,0	2,0	6,0	12,0	0,4	25,6		
	„ c)						10,0	0,3	25,7	2,1	6,5	9,5	0,3	26,2	2,0	8,0	12,3	0,4	25,4	0,6	9,7
	4 ч. в. „ а)						9,3	0,2	27,9	3,9	7,1	10,8	0,3	28,6	1,6	6,8	10,7	0,3	25,0	1,3	9,0
28	7 ч. у. „ а)						11,6	0,4	26,7	2,0	7,3	12,6	0,5	25,2	1,6	6,3	12,4	0,4	26,7	1,8	6,1
							13,0	0,6	25,0	2,2	7,2	7,9	0,1	30,4	1,4	5,8	13,1	0,4	25,0	2,1	6,3
октябрь 4	9 ч. у. „ а)																				
	„ b)						13,6		25,7	–	—										
	„ c)						12,6		26,2												
	3 ч. д. „ а)						10,6		27,8	—											
6	8 ч. у. „ а)	316°	340°				11,7	.	29,6	--	—	13,9	—	29,4			12,6	--	29,6	-	---
	9½ ч. „ а)						10,3	—	29,0		—	13,5	.	26,5	—		10,5		29,5	-	---
	11 ч. „ а)						8,7	.	29,7	.	.	8,6	—	29,0	—	—	8,7		30,0		—
	2 ч. д. „ а)	269°	225°				8,8	—	27,8	—	—	9,0		31,0			9,7	—	27,5	-	
7	8 ч. у. „ а)						8,4	—	28,7	—	—	7,8		28,4	—	—	5,5		30,1	--	—
	11 ч. „ а)						11,5	—	27,0	-	—						11,3	--	28,1	—	—
	1 ч. д. „ а)						12,7		25,6			12,4	—	26,5	—		11,5		28,8	—	
	2 ч. „ а)	260°	280°				14,0		24,3	.		11,1	—	27,2	--	—	12,8		26,0	---	—
	3 ч. „ а)	256°	225°				13,1	—	24,6	—	—	11,5		28,6		—	12,5	—	26,0	.	. .
	4 ч. в. колошник						13,3	.	26,0		—	11,1	—	28,5	—	.	12,0	—	25,4		—
8	8 ч. у. шахта а)						13,5	—	24,9	-	.						12,0	—	26,0	---	.
	9 ч. колошник	197°	250°				14,2	.	24,1		—	12,9		25,4			12,7	—	27,0	---	.
	10 ч. колошник	217°	267°				13,4		23,6	—	—										
							12,2	—	26,5	--	. .						10,5	—	28,0		. .

О механической обработке полезных ископаемых на Урале.

Проф. М. Ф. Ортин.

Механическая обработка полезных ископаемых на Урале не получила в прошлом сколько-нибудь значительного развития. Причины этого: 1) характер основных рудных ископаемых Урала, допускавший непосредственную обработку их в металлургических печах (высокопробность железных руд, тяжелый пиритовый состав медных руд, наличие окисленных медных руд, отсутствие полиметаллических руд), 2) общая отсталость Уральской техники, обусловленная в значительной степени прежними формами организации горной промышленности, стеснявшими ее развитие, 3) незнакомство широких технических кругов с методами современной механической обработки, 4) отсутствие соответствующей литературы на русском языке и пр.

Незнакомство широких кругов техников и даже лиц, руководивших технической стороной предприятий с механической обработкой полезных ископаемых, действительно было той причиной, в силу которой эта отрасль горного дела не получила надлежащего развития даже там, где об'ективные условия были благоприятны для ее развития, напр., в золото-платиновом деле.

В будущем положение несомненно изменится. Подобно тому, как в странах с высокоразвитою горно-добывающею промышленностью (С.-А. Соед. Штаты), центр тяжести в добыче металлов уже переместился от богатых руд в сторону бедных и сложных, так и Урал в его основной железной промышленности будет вынужден постепенно перейти к использованию руд с более низким процентным содержанием металла или менее чистым, т. е. содержащим посторонние вредные примеси. Таков естественный процесс развития горного дела во всякой стране или области, отличающейся богатством и разнообразием месторождений полезных ископаемых. В 1912—14 г. в Гороблагодатском округе уже конкретно был поставлен вопрос о магнитном обогащении, так называемых, оспенных, малопроцентных и колчеданистых руд г. Благодати. Те же вопросы занимали внимание управления Лысьвенского горного округа. Вопрос об обогащении бурых железняков стоял на очереди в Алапаевском округе.

Такое перемещение центра тяжести в области основной промышленности Урала в сторону предварительной подготовки руд (обогащения и брикетирования) диктуется условиями и обстоятельствами переживаемого времени.

В самом деле, какие бы не были намечены пути и формы восстановления и развития Уральской железной горно-металлургической промышленности, можно с уверенностью сказать одно, что это развитие будет происходить в условиях постоянного недостатка горючего всех видов и затрудненного гужевого и железнодорожного транспорта. Отсюда само собой ясна необходимость внесения в металлургическую практику изменений, направленных в сторону качественного улучшения руд путем механического обогащения их перед плавкой. Нецелесообразно тратить излишек горючего на проплавку пустой породы в печах, когда имеется возможность удалить всю или часть ее из руды посредством предварительной механической обработки. Также нецелесообразно затруднять транспорт перевозкой пустой породы в рудах или минеральном горючем, если имеется возможность удалить таковую на месте добычи путем механического обогащения. При плавке обогащенной руды достигается не только экономия на тонну металла горючего, но также флюсов и рабочей силы, а увеличенный выход металла соответственно понижает как операционные, так и накладные расходы.

В области медной промышленности Урала открываются такие же широкие перспективы в связи с геологическими изысканиями последних лет, увенчавшимися открытием богатых месторождений сложных медно-цинковых руд (Сан-Донато, Карпушинский и Обновленный рудники) и медистых сланцев с 2-2, 5% меди (Карпушинский рудник, Дегтярка).

Наконец, в каменно-угольной промышленности Урала имеется ряд неотложных задач, относящихся целиком к механической обработке, как напр. устройство механических сортировок, моек для угля и графита и пр.

Задача настоящей работы сводится к тому, чтобы дать сводку и оценку того, что было сделано, что предполагалось сделать на Урале в области механической обработки полезных ископаемых, а также наметить ближайшие перспективы этого дела, исходя из минеральных рессурсов края.

I. Железные россыпные руды.

На Урале в различных местах имеются валунчато-россыпные месторождения железных руд. Полезный минерал (магнетит, мартит лимонит), в виде отдельных кусков, конкреций и мелких зерен с преобладанием последних, рассеян в рудоносной породе (глина, глинистый песок и др.). Обработка таких руд состоит в разрыхлении рудоносной массы водой в особых приборах (чаши, бутары, бочки, корыта и вашгерты), последовательном отделении крупных зерен на грохотах и улавливании мелких рудных частиц посредством гидравлической классификации, на столах Вильфлея или других систем. Промышленное значение россыпных месторождений зависит от их мощности, содержания руды в пустой породе и чистоты руды.

Главные месторождения валунчатых руд находятся на горах Благодати, Высокой и Магнитной на Южном Урале. Месторождение горы Благодати находится на ее восточном склоне и состоит из магнитного железняка, залегающего в виде отдельных кусков и мелких зерен на большом пространстве в красной рудоносной глине. Площадь месторождения 299622 кв. саж., об'ем 856.903 куб. саж. Среднее содержание железного концентрата в одной кубической сажени колеблется между 556,8 пуд. (между II и III разведочными линиями) и 224,9 пуд. (между VI и VII разведочными линиями).

Общий запас руды исчислен в 400 миллионов пуд., в том числе 280 миллионов пуд. руды в кусках крупнее 1/8″ и 120 миллионов пуд. мельче 1/8″ *).

О качестве мытой руды и о содержании в ней других примесей дают понятия следующие анализы (от 1-го июня 1907 года): железа—60, фосфора—0,04, серы—0.025, кремнезема—5, глинозема—3, извести—0,4, окиси магния—0,7 процентов.

Месторождение горы Высокой одинаково с Гороблагодатским валунчато-россыпным месторождением. Общий запас россыпных руд на горе Высокой для одного Н.-Тагильского отвода определяется в 500—600 миллионов п. Общий запас в других пяти отводах (Аланаевском, В.-Исетском, Кизеловском, Строгановском и Ревдинском) составляет не менее одного миллиарда пудов.

Геологом Заварицким установлено, что на горе Магнитной имеются также месторождения россыпных руд. Полезные минералы—магнетит и мартит. Указание на эти месторождения имеется и у профессора К. И. Богдановича. **)

1.

Вопрос о механическом отделении валунчатой руды г. Благодати от глины был поднят в 1900 году. В это время в связи с увеличившейся производительностью доменных заводов округа и трудностью увеличения добычи руд из коренного месторождения, вследствие необходимости добывать попутно колчеданистую руду, определенно возник вопрос о необходимости эксплоатации месторождения валунчатых руд по инициативе управителя горных работ Анухтина.

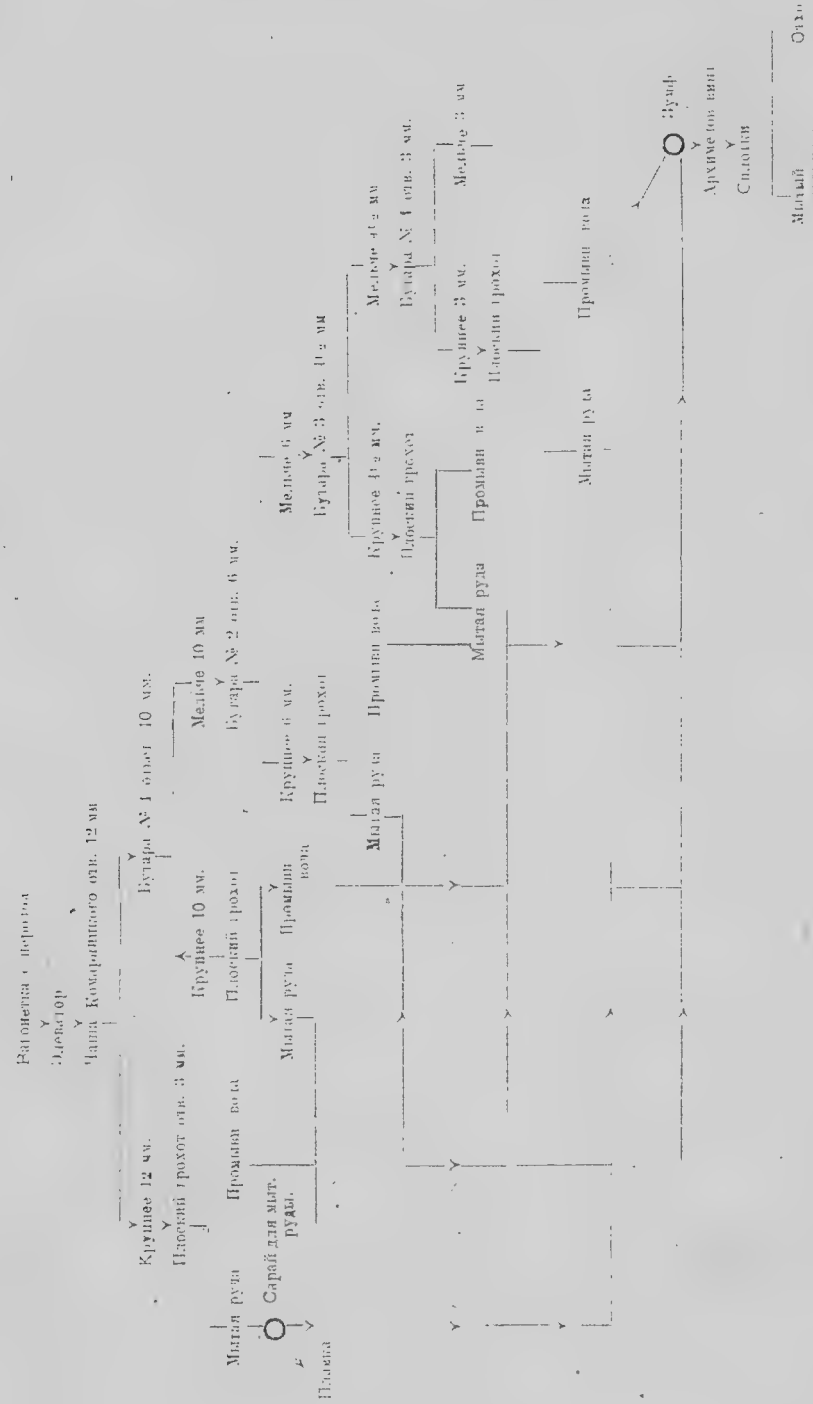
С этой целью была построена рудопромывальная фабрика на берегу Кушвинского пруда близ выработки № 10, при чем оборудование фабрики состояло из чаши золотопромывального типа и трех бутар. Фабрика была пущена в ход 16 июля 1901 г. и работала до 21 сентября. В течение этого времени обнаружилась полная неудовлетворительность устройства первой рудо-промывальной фабрики на Урале. Было промыто 733.320 пудов, а мытой руды было получено 69.531 пуд., т. е. около 10 процентов. Большая часть руды наполняла отстойные приспособления, вследствие чего приходилось очищать их после каждой смены. Кроме того, глинистая муть почти не оседала в отстойниках и уходила в пруд, загрязняя последний и делая воду непригодной для питья, что стало вызывать естественные и справедливые жалобы со стороны населения. В результате было решено перенести фабрику на новое место, именно на юго-восточный склон горы Колясниковой, находящейся в 1½ верстах от разрабатываемого месторождения валунчатой руды с тем, чтобы промывные воды можно было отводить в реку Казанку, приток р. Салды, протекающей по лесной незаселенной местности. Все работы по переноске фабрики, прокладке путей и устройству насосной станции были закончены к июню м-цу 1904 г. Эта фабрика существует до сих пор. С 1904 г. по 1919 г. она работала непрерывно. В 1920 и 1921 году она бездействовала.

Схема обработки руды на фабрике показана на табл. 1.

*) Горный журнал, 1911 г., Том II, стр. 8.

**) Професор К. И. Богданович. Железные руды в России, 1911 г.

Таблица I.


Вагонетка с перрона
Элеватор
Чаша Комарниного отв. 12 мм
Бутара № 1 отвер. 10 мм.
Крупнее 12 мм.
Плоский грохот отв. 3 мм.
Промывн. вода
Мелкая руда
Сарай для мат. руды.
Плоский грохот
Крупнее 10 мм.
Мелкая руда
Промывн. вода
Мелкое 10 мм
Бутара № 2 отв. 6 мм.
Крупнее 6 мм.
Плоский грохот
Мелкая руда
Промывн. вода
Мелкое 6 мм
Бутара № 3 отв. 4½ мм
Крупнее 4½ мм.
Плоский грохот
Мелкая руда
Промывн. вода
Мелкое 4½ мм
Бутара № 4 отв. 3 мм.
Крупнее 3 мм.
Плоский грохот
Мелкая руда
Промывн. вода
Мелкое 3 мм
Бункер
Архимедов винт
Сепаратор
Мелкий
Отход

В первое время (1904—1907 г.) бутары № 4 не было и весь материал крупностью $4^1/_2$ мм.—0 поступал на сплотку. Бутара № 4 была установлена в 1907 г. и имела отверстия диам. 3 мм.; значительно позднее она была заменена бутарой с отверстиями диам. $1^1/_2$ мм.

Обычно, фабрика находилась в действии с 1-го мая по 15 октября. Производительность фабрики в сутки 6000 пуд. мытой руды и 3000 пуд. мытого подрудка. Число смен в сутки 2. Выход: 1) комовой руды, крупнее 2″ — 2.6%, 2) мытой руды от 2″ до 3 мм. 34, 2% и 3) мытого подрудка (3 мм.—0) —17,1%. Общий выход мытой руды. по весу 53 9% от веса породы. Сокращение 1,8. Анализ мытой руды: 62—65% железа, 3—4% кремнезема и 2—3% глинозема.

Главным недостатком рудопромывальной фабрики на г. Благодати является то, что при ее сооружении не было предусмотрено извлечение мелких зерен руды, в силу чего весь материал крупностью от $4^1/_2$—3 мм. до 0 поступал на сплотки для сноса в реку Казанку. Причина этого—неправильность схемы обработки, в основу которой вместо данных предварительного исследования россыпи—было положено слепое подражание существующему шаблону золото-промывальных фабрик. В результате получилась потеря естественных рудных богатств, сопряженная с недопустимо высоким расходом рабочей силы. Число задолженных рабочих на рудопромывальной фабрике в две смены достигало 150 человек.

При постройке фабрики, повидимому, недостаточно ясно сознавалось различие, какое существует между обработкой золотоносной и железной россыпей. Удивительно то, что результаты, полученные при действии первой фабрики в 1901 г., почти не вызвали никаких изменений в схеме обработки новой фабрики на р. Казанке. При действии первого варианта летом 1901 г. отношение веса мытой руды к общему весу пропущенной руды через фабрику при наименьшем диаметре отверстий в бутаре № 3-й —$4^1/_2$ мм. составляло 1: 10. Это ясно указывало, что в валунчатой руде преобладают мелкие зерна. Между тем нет никаких указаний на то, чтобы на это обстоятельство было обращено внимание при постройке второй фабрики.

В статье инженеров Левитского, Назарова и Озембловского *) о промывке валунчато-россыпных на г. Благодати нет характеристики рудных зерен по крупности, но имеются данные о выходах концентратов из различных бутар и кроме того имеются указания, что при работе с тремя бутарами (последняя с отверстиями $4^1/_2$ мм.) отношение мытой руды к мытому подрудку было 100 : 120. Допуская, что минимальный диаметр зерен подрудка $^1/_2$ мм. и что частицы от $^1/_2$ мм. до 0 поступают в снос в взвешенном состоянии. Можно построить кривую, выражающую характеристику рудных зерен в россыпи. Ход построения следующий: по оси абсцисс откладываются в определенном масштабе диаметры зерен или что одно и тоже диаметры отверстий в бутарах в последовательном порядке и по оси ординат %—ные количества всего материала, не проходящего через отверстия решета данного калибра. Ордината соответствующая абсциссе $^1/_2$ мм.

*) Горный журнал, 1911 г.

и равная, согласно допущения, 75%, делится в отношении 5 : 6. Из точки раздела проводится параллельная линия до пересечения с ординатой, соответствующей абсциссе $4^1/_2$ мм. Это главная точка кривой.

Другие точки определяются на основании соотношения между выходами различных сортов мытой руды. Как показывает построение, кривая имеет в данном случае характерную сильно выраженную вогнутость, что указывает в свою очередь на преобладание в россыпи мелких зерен (65%), а не крупных кусков (35%) и, следовательно, на явную неправильность рудопромывального устройства, в котором извлечение заканчивалось рудными зернами 4,5—3 мм. и в котором материал из последней бутары должен был удаляться самотеком, проходя в первом варианте через отстойники, а во втором по сплоткам. В обоих случаях естественно должны были образовываться значительные скопления наиболее крупных зерен в отстойниках и на сплотках. До последнего времени на очистке сплоток от скоплений каждую смену задолживалось 5 чел. Высокопробность этих скоплений, обнаруженная не сразу, была полной неожиданностью для лиц, руководивших фабрикой. По крайней мере этот продукт с содержанием железа до 63% квалифицировался как случайный, даровой и побочный. Разумеется, что в обогащении этих скоплений в головной части сплоток не было ничего случайного и оно вытекало из основного закона механического обогащения руд: „если смесь рудных зерен различного удельного веса подвергнуть смывающему действию воды, то более тяжелые зерна останутся на месте, а более легкие зерна переместятся по направлению движения воды".

К концу 1906 г. вся площадь у Архимедова винта была настолько загромождена мытым подрудком, что в 1907 г. сплотки пришлось поднимать с 8 арш. до 10 арш. от земли. Управление округом не знало, что делать с этим продуктом и вышло из затруднительного положения путем продажи 2.000.000 пуд. мытого подрудка, содержащего до 63 процент. железа, Чусовскому заводу по цене всего 2 коп. за пуд.

В 1908 г. на г. Благодати был поднят вопрос об использовании мытой мелочи, т. е. подрудка наравне с крупной мытой рудой для доменной плавки путем брикетирования. В это время и была установлена бутара № 4 с отверст. 3 мм. Партия мытой мелочи была отправлена в Швецию на завод Herräng близ Стокгольма для опытов брикетирования по способу Грендаля. Удачные результаты этого испытания, а главным образом знакомство ответственных руководителей Гороблагодатского округа с работой завода Herräng, плавившего брикеты из концентратов, полученных магнитным обогащением, послужило причиной того, что руководители округа стали смотреть на обогащение валунчатых руд совершенно иначе. Повидимому, ближайшим результатом опытов в Швеции и явилась детальная разведка валунчатого месторождения г. Благодати инж. Колотовым и Назаровым в 1908 г., которая и обнаружила замечательное богатство означенного месторождения.

В дальнейшем должен был естественно возникнуть вопрос о рациональном использовании месторождения путем механизации добычи и сооружения новой обогатительной фабрики с увеличенной производительностью и более полным извлечением полезного минерала при наименьшем расходе

рабочей силы. Механизация добычи была осуществлена установкой трех паровых лопат с черпаками емкостью в 1/8, 1/15 и 1/20 куб. саж. Разработка месторождения паровыми лопатами была начата 15 июня 1913 г.

Весной 1914 г. было приступлено к постройке новой обогатительной фабрики близ старого промывочного устройства на р. Казанке фирмой Гумбольдт при ближайшем участии в разработке проекта проф. Г. О. Чечетт. Производительность фабрики 6.000.000 пуд. в течение сезона. Фабрика представляет шестиэтажное здание и оборудование ее согласно проекта должно было состоять из бутар, конических грохотов, гидравлических классификаторов и столов Вильфлея.

Руда из выработки № 10 должна была доставляться на фабрику по подвесной канатной дорожке, точно также, как и концентраты с фабрики к бункерам на станцию Магнитная. Из-за войны и событий последнего времени фабрика, а также другие обслуживающие ее устройства, не были закончены. Точной спесификации на исполненные работы по постройке фабрики и получению оборудования нет. По приблизительным данным работы закончены и получено механизмов 50—70 процент. Канатная дорожка от бункеров на ст. Магнитная до новой фабрики почти закончена (90 процент.), остаются работы по установке двигателя, устройству подвесных рельс у бункеров, площадки и др. К старой промывальной фабрике канатная дорожка не подведена, также не закончена подходом к выработке № 10. Постройка бункеров закончена на 90 процент. Остается закончить деревянные бункера, обшить их внутри котельным железом, устроить навес над ними, приготовить и установить на место металлические затворы для выпускных люков. *)

Кроме вышеописанной фабрики № 1 на р. Казанке в 1911 г. была построена другая фабрика на борту выработки № 8 на восточном склоне г. Благодати. Устройство фабрики такое же, как и фабрики № 1. Промывные воды спускаются вместе со шламами в выработку № 8 и после осветления вновь поступают посредством насосов на фабрику для промывки; шламы отстаиваются в выработках.

Общая стоимость одной тонны руды, считая добычу, доставку и промывку, равняется 0.80 руб. Стоимость одной тонны концентратов определится следующим образом:

1. Стоимость добычи и промывки сырой руды	1.8 x 0.800=1.440
2. Стоимость брикетирования по способу Грендаля, считая по данным инж. Петрова 3.720 руб. на тонну	0.5 x 3.720 1.860
3. Патент, аммортизация, транспортировка материала	0.5 x 0.500—0.250
Всего руб.	3.550

или на 1 пуд концентратов 6 коп.

*) Сообщение начальника горных работ на г. Благодати А. Климова от февраля 1922 г.

Полученный результат отличается от такового в вышеупомянутой статье Левицкого, Назарова и Озембловского, которые все расходы относили к весу сортовой мытой руды и у которых стоимость промывки получилась 4 коп. с пуда или 2,40 руб. на тонну, вместо полученной нами 0,80 руб. на тонну. Невязка происходит из-за того, что они рассматривали скопления мытой мелочи на сплотках (3-0,5 мм.), как даровой и побочный продукт, что, разумеется, ошибочно.

Таким образом, разработка валунчато-рассыпного месторождения г. Благодати с последующими операциями промывки и брикетирования мелких концентратов обходится не дороже, чем коренного месторождения г. Благодати, выражавшаяся по данным инж. Петрова в 6 коп. с пуда в 1909-10 г. Если принять во внимание уменьшение стоимости разработки месторождения, которое должно произойти вследствие установки паровых лопат и сокращения числа задолженных рабочих при правильном устройстве фабрики, то стоимость концентратов из валунчато-рассыпного месторождения должна быть значительно ниже, чем стоимость руды коренного месторождения.

Совершенно очевидно, что наилучшим решением вопроса об обогащении рассыпных руд г. Благодати является завершение работ по сооружению новой рудопромывальной фабрики 1914 г., в виду чего необходимо произвести в ближайшее время осмотр как самой фабрики, так и связанных с ней устройств с целью выяснения степени готовности фабрики, законченности оборудования, наличия механизмов и составления спесификации приборов, которые должны быть получены для фабрики и подвесной дорожки. Но, с другой стороны, также очевидно, что по условиям момента завершение работ по устройству фабрики едва ли может быть осуществлено в течение ближайших лет. Сложность вопроса заключается в том, что от 30-до 50 процент. механизмов необходимо дополучить из-за границы. В виду этого временно придется пользоваться теми же старыми промывочными фабриками № 1 на р. Казанке и № 2 на борту выработки № 8.

Для этого желательно произвести в их устройстве ряд изменений с целью: 1) улучшения работы фабрик в качественном отношении и 2) уменьшения числа задолженных рабочих. Выше было указано, что на фабрике задолживалось в смену 75 чел. или в сутки 150 чел. Согласно производственной сметы округа на 1920 и 1921 г. количество рабочих на фабрике в смену показано тоже самое, а именно 72 чел. или в сутки 144 чел. При условии нижеуказанных изменений в устройстве фабрики, возможно произвести сокращение на 32 чел., т. е. до 43 чел. в смену. что составит около 42,6%. Для этого потребуются следующие переустройства:

1. Вместо пяти неподвижных грохотов, на которых производится дополнительная промывка в-ручную, установить 1-2 сотрясательных грохота.
2. Улучшить загрузку руды в чашу и бутары.
3. Переделать Архимедов винт на механический классификатор.

Наиболее существенным из предлагаемых изменений является переустройство Архимедова винта, поднимающего пески и шламы из зумфа на

сплотки на высоту 8 арш. В зумф поступает материал от $1^1/_2$ мм. до 0. Может быть лучше последнюю бутару иметь с отверстиями не менее 2 мм. Переделав существующий Архимедов винт на механический классификатор, можно получить мытый продукт крупностью от 2 до 0,5 мм., который будет разгружаться в верхней части классификатора; что касается промывных вод с находящимися в них в взвешенном состоянии тонкими частицами руды (менее 0,2 мм.), то они будут отводиться приблизительно на 1/2 высоты Архимедова винта или несколько выше—так, чтобы был опеспечен достаточный уклон в р. Казанку.

Переустройство Архимедова винта на механический классификатор будет иметь следующее преимущество по сравнению с существующей установкой:

1. Разгрузка классифицированного продукта (концентрат) из классификатора непосредственно в закром и из него в вагончик снимает с работы 5 чел. в смену, находящихся на очистке сплоток от скоплений мытой мелочи.

2. Качество классифицированного продукта будет выше мытого подрудка, получающегося на сплотках, в виду того, что работу классификатора возможно регулировать.

3. Повысится процентное извлечение концентратов из рудоносной породы.

4. Схема фабрики выиграет в смысле большей автоматичности действия.

2.

Рудопромывальная фабрика на г. Высокой для валунчато-россыпных руд построена по следующей схеме: *)

Рудоносная порода поступает в бутару, диам. 1910 мм. и дл. 9800 мм. средняя часть бутары, длиной 7300 мм. из листов котельного железа, толщ. 1/2" снабжена отверстиями диам 12 мм Наклон бутары 1 1/2" на 1 фут или 7 градусов. Число оборотов 14. Двигатель 50 лош. сил. Порода поступает в бутару из вагонеток по откаточному мосту. Крупные куски руды более 12 мм. выходят из бутары на грохот для дополнительной ручной промывки и поступают, затем, в вагонетки. Материал мельче 12 мм. поступает на наклонный грохот с отверстиями 6 мм. Продукт 6-12 мм. после промывки откатывается вагонетками, а мелоч 6-мм.—0 поступает на следующий наклонный грохот с отверстиями диам. 4 мм. Класс от 6-4 мм. промывается и собирается в вагонетки. Мелочь 4-0 мм. поступает в слос.

Из этого краткого описания видно, что Высокогорская фабрика построена в общем по образцу Благодатской фабрики с той разницей, что вместо чаши Камарницкого в ней установлена цилиндрическая бутара. Поэтому нет необходимости подробно останавливаться на недостатках Высокогорской фабрики, так как они почти те же, что и Благодатской фабрики, а именно:

*) Составлена на основании об'яснительной записки Высокогорского Районного Рудного Управления к производственной смете на 1920 г.

1. Устройство неподвижных наклонных грохотов для ручной промывки сортовой руды, чем вызывается значительный излишек количества рабочей силы.
2. Отсутствие механической обработки для материалов крупностью от 4 мм. до 0.

Для того, чтобы улучшить схему обработки фабрики на г. Высокой представляется возможным наметить следующие изменения в ее оборудовании:

1. Вместо неподвижных наклонных грохотов, следует установить сотрясательные или качающиеся сита.
2. Установить после второго грохота гидравлический классификатор Ричардса для крупного материала 4—1/2 мм. с одним отделением.

3.

Выше уже упоминалось, что вопрос об обогащении рассыпных руд г. Благодати и г. Высокой не является вопросом местного значения. Помимо имеющейся россыпи магнитного железняка на г. Магнитной, которая открыта недавно и до сих пор не разрабатывалась, на Урале имеется ряд других месторождений, весьма крупных и имеющих огромное промышленное значение, рациональная разработка которых не может быть осуществлена без применения механических способов обогащения. Таковы—Алапаевское месторождение бурого железняка, 50% руд которого должны подвергаться механической промывке, Самское месторождение бурых железняков в Богословском округе, запасы которого исчисляются до 100 миллиардов пудов, при чем характер руды таков, что 75% требуют обогащения, Синарский рудник, месторождение бурых железняков Екатеринбургского района и др.

Для обработки россыпных руд может быть намечена следующая схема:

1. Предварительная промывка и крупное грохочение (бутара с отверстиями 2").
2. Сортировка крупной т. е. более 2" руды.
3. Промывка руды мельче 2" (корытные мойки с гребками, насаженными на валу, установленные попарно).
4. Грохочение и промывка (троммели).
5. Мокрая классификация для выделения руды крупностью 3-1 мм.
6. Механическая классификация или отмучивание (классификаторы Дорра, Акниса и др.).

Стоимость промывочных фабрик в до-военных рублях для железных руд может быть определена приблизительно по формуле: $S=Q$ (тонн в сутки)$\times$300—400.

II. Магнитные железные руды.

Урал славится своими месторождениями магнитных руд. Проф. К. И. Богданович весьма осторожно определяет общий запас магнитных железняков на Урале в 2 миллиарда пудов. Последние исследования показывают, что их запасы значительно превосходят указанную цифру. Здесь нет возможности перечислить все известные магнитные месторождения на Урале. Достаточно указать на те же—г.г. Благодать, Высокую и Магнитную на Южном Урале.

Руды указанных месторождений, как всех крупных месторождений, представляют многочисленные разности как в отношении минералогического, так и химического состава. Помимо сплошных скоплений чистой магнитной окиси железа, в них находятся огромные запасы руд, в которых магнетит и в некоторых случаях магнетит и мартит разбавлены в различной степени пустой породой и по химическому составу представляют постепенную градацию от 50% железа до 20—30% железа. Известно, что магнитные железняки, содержащие железа менее 45—50%, являются уже трудноплавками и поэтому эксплоатация коренных месторождений прежде ограничивалась разработкой только богатых участков. Руда с низким содержанием железа или оставлялась не тронутой, или в других случаях, когда она мешала разработке богатой руды, вынималась из выработок и смешивалась в отвалах или с более бедной рудой или нередко с пустой породой. В результате такого способа разработки происходила большая потеря естественных рудных богатств. Между тем при рациональной разработке месторождений в крупном масштабе с применением паровых лопат и обогатительных фабрик, эта потеря может быть предупреждена и вся руда может быть использована. Кроме магнитного железняка, разубоженного пустой породой, коренные месторождения г. Благодати и Высокой содержат богатую руду, содержащую в виде примесей сульфиды железа и меди. Такая руда не может поступать в доменную плавку. В настоящее время на г. Благодати имеется свыше 20 миллионов подобной колчеданистой руды. Чтобы сделать ее пригодной для плавки, необходимо удалить из нее вредные примеси, другими словами, необходимо разделение полезного минерала от вредных примесей, что попутно приводит и к концентрации руды.

На Урале имеется также целая группа месторождений, вкрапленных магнитных железняков в так называемых габбровых породах. Можно указать на г. Кочканар, г. Магнитную в Шайтанской даче, Тураташское месторождение в Уфалейском округе и др. О Тураташском месторождении проф. Богданович говорил: „Месторождение залегает в форме неправильных жильных и штокообразных включений в более или менее оруденелом кварцовом диорите, образующем довольно значительную обособленную гору. Вся гора состоит из кварцевого диорита, проникнутого мелко-зернистым магнетитом. Содержание железа меняется от 44 до 18%. Местами руда содержит 55% железа“.

Безусловно, такие месторождения, как Тураташское в настоящее время при наличии колоссальных запасов богатых руд, едва ли могут представлять промышленный интерес, но не трудно предвидеть, что в будущем их значение будет велико, имея в виду, что с усовершенствованием дробильных приборов стоимость обработки составит ничтожную величину.

Обогащение магнитных руд во всех вышеуказанных случаях может быть выполнено посредством электро-магнитных сепараторов: частицы сравнительно чистой окиси железа (Fe_3O_4), подвергаясь действию магнитных сил, притягиваются или выделяются из немагнитных примесей, что и составляет сущность магнитной сепарации магнетита от пустой породы, а также и большей части вредных примесей.

Магнитное обогащение руд, давая конечный продукт по содержанию железа не менее богатый, а во многих случаях и более высокой концентрации, чем лучшие естественные руды, представляет для Урала огромную важность.

Совершенно ясно, что стоимость обогащения, прибавленная к стоимости горных работ, увеличивает стоимость единицы железа по сравнению с естественной богатой рудой. Но, с другой стороны, обогащенный продукт, вследствие его чистоты, обычно расценивается дороже естественной руды. Отсюда следует, что между содержанием железа в обогащаемой руде, стоимостью горных работ и стоимостью обработки должно существовать определенное соотношение. Стоимость горных работ изменяется в зависимости от характера месторождения, а также от географического положения, влияющего на стоимость материалов и продуктов первой необходимости, условий транспорта, наличия рабочей силы и пр. Стоимость обработки находится в прямом отношении к большей или меньшей трудности измельчения руды перед ее обогащением и в обратном отношении к количеству, содержащегося в ней магнетита. Стоимость самого процесса обогащения составляет всего несколько копеек на тонну и вообще колеблется в очень небольших пределах.

Магнитное обогащение основано на различии магнитных свойств (магнитной проницаемости) отдельных минераллов. Точное определение магнитной проницаемости минераллов представляет огромную трудность, вследствие неодинакового химического состава образцов различных месторождений, а также вследствие трудности получения в достаточном количестве чистых минералов. В настоящее время этот вопрос хотя и с известным приближением, может считаться разрешенным. Установлено, что магнетит обладает достаточной магнитной проницаемостью, позволяющей отделить его от кварца, полевого шпата, апатита, перита и др.

Прежде, чем обогащать руду, ее необходимо привести в рыхлое состояние—путем предварительного дробления и следующего более тонкого измельчения. Теоретически измельчение должно производиться до такой степени, чтобы частицы минераллов могли, будучи совершенно свободными, притягиваться или отталкиваться в зависимости от степени их магнитной проницаемости; разумеется, это условие может быть выполнено лишь в случае искусственной смеси отдельных минераллов, а не со смесью рудных зерен, с которой приходится иметь дело на практике.

Таким образом, практическое правило сводится к тому, что измельчение должно производиться до степени возможно большего отделения частиц полезного минерала, обращая внимание лишь на стоимость измельчения и процентное извлечение металла. В этом отношении не существует определенных правил; в каждом отдельном случае вопрос решается путем всестороннего и тщательного рассмотрения. Здесь особенно необходимо указать на то, что различные руды требуют и различной обработки: для одной руды достаточно крупного дробления, а для другой необходимо чрезвычайно тонкое измельчение (пульверизация), чтобы выделить максимум частиц магнетита. В последнем случае стоимость обработки соответственно увеличивается.

Из вышесказанного следует, что при магнитном обогащении концентрат будет в зависимости от характера руды или крупно или мелкозернистый. В рудах, отличающихся крупной кристаллизацией магнетита, последний выделяется из породы при сравнительно крупном измельчении. Руды этого типа обогащаются сухим способом и дают богатый концентрат, который может быть переработан непосредственно в доменной печи. Такие магнитные руды обрабатываются на обогатительной магнитной фабрике Witherbie Sherman Co в Майнвилль, в штате Нью-Иорк, при чем получается концентрат, в котором 65 процент. рудных зерен крупнее 1.65 мм.

С другой стороны руды, отличающиеся более мелкой кристаллизацией требуют более мелкого измельчения; в этом случае концентраты уже настолько мелки, что их непосредственная проплавка в доменных печах представляет серьезное затруднение. В виду этого их необходимо подвергать операции брикетирования или спекания (агломерации).

Наконец, когда руда отличается весьма тонкой кристаллической структурой и содержит пирит или другую вредную примесь, тонко распределенную в рудном веществе, то в этом случае требуется самое тонкое измельчение материала с целью наиболее совершенного обособления зерен магнетита, как от пустой породы, так и от вредных примесей.

Но обработка такого порошкообразного материала сухим путем представляет чрезвычайные трудности, главным образом потому, что частицы пустой породы покрывают механически (т. е. обволакивают) частицы магнетита и поступают в концентрат. Эти затруднения устраняются мокрым магнитным обогащением по способам Грендаля и Болл-Нортона, которые состоят в том, что руда измельчается с водой в трубовых мельницах со стальными шарами и муть поступает из последних (мельниц) в шпиц кастены—под полюсы сильных электромагнитов; частицы магнетита извлекаются из воды, а пустая порода осядет и уносится с водою из прибора. Мокрый способ магнитного обогащения установлен на многих заводах Швеции и между прочим на заводе Herränd, а также на заводе Пенсильванской сталелитейной компании в г. Лебанон в штате Пенсильвания. Получаемые концентраты обезвоживаются и, затем, спекаются. О спекании будет сказано ниже.

Вопрос о магнитном обогащении уральских руд впервые был конкретно поставлен в 1907-8 г., когда по инициативе инженеров Левитского и Петрова были произведены сначала лабораторные, а затем и заводские опыты магнитного обогащения на заводе Herränd в Швеции некоторых магнитных разностей г. Благодати. Обогащению подвергались следующие руды:

1. Оспенная руда, довольно богатая железом и содержащая магнетит в виде вкрапленностей, распределенных в пустой породе весьма равномерно. Химический состав после измельчения до одного мм.: железа 43,54. фосфора 0,006 и серы 0,23 процент.

2. Малопроцентная руда из отвалов, образовавшихся при разработке коренного месторождения, с содержанием железа 32,90, фосфора 0,012 и серы 0,13.

3. Колчеданистая руда, получаемая попутно при разработке коренного месторождения и не поступающая в плавку (имеется в отвалах около 20.000.000 пуд.) Состав ее железа 53,14, фосфора 0,045 и серы 3,18 процента.

Опытное обогащение Гороблагодатских руд производилось в приборах системы Грендаля по следующей схеме: руда загружалась в коническую дробилку Гейтс и из нее вагонетками доставлялась посредством под'емника в трубовую шаровую мельницу со стальными шарами, в которой измельчение производилось до 1 мм. Затем материал поступал в двойной магнитный сепаратор Грендаля для мокрого обогащения, в котором получались средний продукт и отход (хвосты). Средний продукт подвергался дальнейшему измельчению в трубовых мельницах с кремневыми гальками до 60 отверстий в дюйме (0,21 мм) и вторичной мокрой сепарации, которая давала конечный продукт и отход.

Результаты опытов с Гороблагодатскими рудами представлены в сводной таблице, составленной мною на основании данных инж. Петрова *).

ТАБЛИЦА 1-я.

№№	Руда.							Концентраты.						
		Вес			Анализ.			Вес		Анализ.				
	Степень измельчения в мм	Вес руды клг.	Поправка на влажность 0,с.	Вес сухой руды клг.	Fe 0/0	P 0/0	S 0/0	клг.	0/0	0/0	клг Fe	P 0/0	S 0/0	Cu 0/0
1	0.2	28100	9,3	25483	43,5	0,006	0,23	14000	54,9	67,7	9478	0,002	0,059	—
2	0.2	22150	—	22150	32,9	0,012	0,13	9000	46,3	65,4	5886	0,005	0,077	—
3	0.2	28350	10,0	25528	53,14	0,045	3,18	18250	64,3	67,0	12227	0,016	1,47	0,05

№№	Хвосты.					Результаты испытаний.			
	Вес		Анализ.			Извлечение в 0/0	Потеря железа в 0/0	Степень концентрации.	Извлечение серы в хвостах в 0/0
	клг.	0/0	0/0	клг.	Cu 0/0				
1	14100	45,1	11,4	1607	—	86.0	14,0	2.02	86.0
2	13150	53,7	12,06	1585.9	—	78.7	21,3	2,46	72.0
3	10100	35,7	13,1	1323,1	0.6	90.2	9,8	1,55	70,5

*) Инж. В. А. Петров. Об обытах магнитного обогащения, брикетирования Благодатских руд. Горный журнал, 1911 г. т. II, кн. 5.

Как видно из таблицы содержание железа в отходах изменялось от 11,4 до 13,1%, при чем большая часть железа была в виде пирита и мартита. Потеря железа при обогащении находится в обратном отношении к содержанию железа в обогащаемой руде: наибольшая потеря в 21,3% получилась для малопроцентной руды и наименьшая 9,8% для колчеданистой руды. Потеря металла при обогащении в то же время находится в прямом соотношении к степени концентрации. Наибольшая потеря соответствует наибольшей степени концентрации (2,46) и, наоборот, наименьшая потеря самой низкой степени сокращения (1,55). Соответственно, процентное извлечение металла колеблется между 78% и 90%. Удаление серы составляет 72 до 86%. Остальное удаляется при обжиге или спекании концентратов.

Ниже приводятся данные о стоимости магнитного обогащения магнитных руд с содержанием железа 30% на заводе Herräng в Швеции:

	на одну тонну в рублях
1. Рабочих плат при дроблении	0,130
2. Содержание дробилок, мельниц и под'емников	0,223
3. Ремонт, амортизация и разные расходы	0,218
Итого	0,571
4. Рабочих плат при обогащении	0,062
5. Содержание магнитных аппаратов	0,083
Итого	0,145
Всего	0,716

Принимая в тонне 61 пуд получим, что стоимость одного пуда обогащения руды составляет 1,175 коп.; при выходе из ста пудов сырой руды 37,9 пуд. концентратов стоимость обогащения на пуд последней будет 3,1 коп., (не считая стоимости руды).

При обработке материала с большим содержанием железа и, следовательно, с большим выходом концентратов стоимость обработки на единицу концентратов должна соответственно уменьшиться. Так для оспенной руды стоимость обогащения на один пуд определена инж. Петровым в 2,358 коп., колчеданистой руды в 1,82 коп. и только для малопроцентной руды в 3,35 коп. При этом не лишне еще раз указать, что стоимость собственно магнитного обогащения составляет не более 20% от общей стоимости, а 80% относятся к дроблению руды.

К стоимости магнитного обогащения необходимо прибавить стоимость брикетирования концентратов. Гороблагодатские руды подвергались брикетированию по способу Грендаля. Стоимость брикетирования по этому способу на пуд концентратов выражается в 3,35 коп. Суммируя стоимость работ по добыче, обогащению и брикетированию инж. Петров определяет стоимость одного пуда брикетов из оспенной руды в 13,8 коп., из малопроцентной 6,24 коп. и колчеданистой в 5,72 коп. Средняя стоимость 8,6 коп. Полу-

ченная стоимость рудных брикетов, как и следует ожидать, выше первосортной комовой руды на 50%. Но при этом следует иметь в виду, что замена комовой руды брикетами, дает в доменных печах от 30 до 35% экономии горючего. По данным Richards*) на заводе Herräng при плавке магнитных брикетов Грендаля на 1000 фун. чугуна расходуется 692 фун. древесного угля, вместо 1000 фун., что составляет среднюю уральскую практику.

Произведенные в Швеции опыты доказали как техническую возможность, так и экономическую выгодность обогащения разновидностей магнитного железняка г. Благодати по способу Грендаля. Данные этого исследования легли в основу дальнейшего изучения вопроса об обогащении Гороблагодатских магнитных руд проф. Г. О. Чечетт в Швеции и Америке в течение 1912-13 года. В результате многолетнего изучения вопроса проф. Чечетт был разработан проект обогатительной фабрики на г. Благодати. Согласно сообщения начальника горных работ на г. Благодати от 26 февраля —22 года предполагалось оборудовать магнитную обогатительную фабрику так, чтобы можно было обогащать различные сорта руд в отдельности один от другого.

Обогащение осненной руды должно было производиться по следующей схеме: а) дробление, б) 2-ое дробление, в) 1-ая стадия магнитного обогащения, г) 3-ье дробление, д) 2-ая стадия магнитного обогащения, е) 4-ое дробление, ж) мокрая классификация, з) 3-ья стадия магнитного обогащения, и) осаждение шлихов, к) 4-ая стадия магнитного обогащения, л) обезвоживание шлихов, м) сгущение шламов, н) осветление вод.

Обогащение колчеданистых руд: а) дробление (6 приемов), б) мокрая классификация, в) магнитное обогащение, г) осаждение шлихов, д) магнитное обогащение, е) обезвоживание, ж) сгущение шламов, з) осветление вод.

Для малопроцентных руд схема намечалась одинаковая с осненными рудами с той разницей, что после операции дробления следует ручная рудоразборка.

По поводу приведенных схем, положенных проф. Чечетт в основу проекта Гороблагодатской обогатительной фабрики, необходимо сказать следующее в соответствии с тем, что говорилось выше при рассмотрении процесса магнитного обогащения.

При обогащении осненных руд, обогащение производится стадиями, а именно, между второй и третьей и между третьей и четвертой операциями дробления для того, чтобы извлечь те частицы магнитного железняка, которые получаются соответственно после второй и третьей операции дробления. Это вытекает из самого характера осненных руд и не нуждается в пояснении.

Наибольший интерес представляет включение в схему обработки после 4-ой, т. е. последней операции дробления—мокрой классификации. В виду того, что после измельчения в трубовых мельницах все зерна магнетита будут в свободном, т. е. обособленном состоянии, то классификация ма-

*) Metallurgical Caeculations. Part II, 219.

терпала по принципу равнопадаемости (малые зерна магнетита и большие зерна пустой породы) имеет глубокий смысл и практическое значение. Известное затруднение может представлять самая классификация, в виду чрезвычайной тонкости материала. Присутствие в классифицированной смеси равнопадающих зерен промежуточного продукта (зерна пустой породы с включениями магнетита) при сильном напряжении магнитного поля будет влиять в сторону об'единения концентратов и, наоборот, при слабом магнитном поле в сторону обогащения отходов. Желаемая степень извлечения может быть достигнута путем соответствующего регулирования напряжения магнитного поля.

Некоторые пояснения следует сделать по поводу дробления колчеданистой руды в 6 приемов, как это следует из схемы № 2. Повидимому это вытекает единственно из того, что приходится пользоваться одними и теми же дробильными приборами для всех разновидностей магнитных руд. Дробление стадиями (в валках) необходимо для дробления оспенных руд. Если бы этого условия не существовало, то для колчеданистой руды следовало бы дробление производить в 4 операции, а именно: а) предварительное дробление, б) крупное дробление, в) среднее дробление в трубовой шаровой мельнице и г) тонкое измельчение в трубовой мельнице с кремневыми гальками.

Из вышесказанного следует, что постройка Гороблагодатской обогатительной фабрики является крупным моментом в промышленном развитии Урала, открывающим новые перспективы для Уральской металлургии в отношении выплавки железа из концентратов магнитного железняка и создающим новый этап в развитии рудообогатительных дел на Урале.

Говоря о перспективах магнитного обогащения на Урале невозможно обойти вопрос об обогащении титанистых магнитных железняков. Месторождения последних на Урале многочисленны. Достаточно указать на г. Юбришку, магнитное месторождение Назямских гор в Кусинской даче, магнитную гряду на р. Копавке, в Сатинской даче и др. По имеющимся данным содержание в них титана изменяется от 8 до 15%. В каком соединении содержится титан в магнитном железняке Уральских месторождений, этот вопрос к сожалению еще не изучен и поэтому лишь по аналогии с титанистыми магнитными железняками С. Америки можно высказать предположение, что титан находится в них в виде ильменита. Косвенное подтверждение этого имеется у проф. Богдановича, который, описывая месторождение магнитного железняка в Кусинской даче, содержащего до 16% титана, говорит, что после грубой сортировки содержание титана не превышало 5-6%. Если титан действительно содержится в виде ильменита, то, имея в виду более слабую магнитную проницаемость ильменита, по сравнению с магнитным железняком, возможно надеяться, что при тонком измельчении руды и последующей операции магнитного обогащения в слабом магнитном поле удастся выделить большую часть титана. По крайней мере лабораторные опыты, которые велись в Америке в этом направлении, указывают на возможность достижения такого результата. Содержание титана удавалось понижать с 15% до 18%. Дальнейшего сокращения титана в шихте возможно достигнуть путем сме-

шивания титанистых руд с чистыми рудами. Само собой понятно, что при положительном разрешении этого вопроса запасы металлургических руд на Урале значительно увеличились бы.

III. Брикетирование и спекание

продуктов обогащения железных руди естественных порошковатых железных руд.

При обогащении валунчато-рассыпных руд г. Благодати до 40%, концентратов получается крупностью мельче 0.75 мм. (30 отверстий в дюйме), при мокром магнитном обогащении весь конечный продукт должен получаться крупностью от одного мм до 0. Такой материал не может поступать в доменную плавку и поэтому естественно возникает вопрос о различных способах брикетирования и спекания продуктов обогащения. Этот вопрос имеет значение также в связи с использованием естественных порошковатых руд. Примером последних может служить одна из разновидностей Бакальских руд, так называемая „Карандашевая" или „Чернотал", представляющая гидрогематит ($2\ Fe_2O_3$, H_2O)

По внешнему виду и крупности она напоминает пыль доменных печей. Содержание в ней железа не менее 50%. Вопрос о спекании этой руды был поднят инж. В. А. Можаровым в 1912—13 году, который считал, что правильное снабжение рудой Катав-Ивановских заводов может быть достигнуто лишь при использовании „карандашевой" руды. Между прочим автору в 1913 г. было предложено ознакомиться с способами спекания порошковатых железных руд в С.-А. Соединенных Штатах.

Из различных способов брикетирования и спекания порошковатых железных руд, включая концентраты, наибольшее значение представляют следующие процессы: 1) брикетирования и обжег по способу Грендаля для магнитных руд, 2) спекание в цементных трубо-печах и 3) способ Дуайт—Лойда.

Трудности, встречающиеся при спекании порошковатых руд и концентратов, состоят в том, что разность температур спекания и плавления составляет 200—250° Ц для магнитного железняка, 150—200° Ц для более легкоплавких руд и 100° Ц для доменной пыли. Если температура слишком низка, то руда не спекается; если же слишком высока, то руда плавится и плавление вредно влияет на печь и продукт.

Способ Грендаля состоит в следующем: магнитные концентраты с содержанием влаги 7,5% прессуются в брикеты, весом по 10 фун. и затем обжигаются в коридорной печи.

При способе Грендаля расход каменного угля составляет 8,75% от веса брикетов. Три печи Грендаля дают в 24 часа до 100. тонн брикетов. Выгорание серы составляет около 40—50%. Процесс Грендаля установлен на заводе Herräng близ Стокгольма, в Питкаранте и других местах. Стоимость брикетирования и спекания по этому способу составляет на одну тонну—2, 5 руб. или на пуд 3,35—4 коп. Стоимость брикетной фабрики производительностью в 1,5 миллионов пудов брикетов при оборудовании завода двумя печами и при установке двух прессов будет 100,000 руб. За пользование патентом приходится платить 25 коп. с тонны брикетов или

0,4 коп. с пуда. От аммортизации фабрики, принимая 20 летний срок; падает 0,33 коп. на пуд.

Установка спекания в цементных трубо-печах на заводе National metalurgic Co, Newark, состоит в следующем: руда измельчается толчеей и посредством элеватора поступает в закром, из которого винтовым питателем загружается в цилиндрическую вращающуюся печь, длиной 100 фут. и диаметром 7 фут., нагреваемую с нижнего конца генераторным газом, нефтью или пылевидным топливом. Наклон печи 3/4" на 1 фут. При прохождении через печь руда теряет серу в верхней части печи и спекается в нижней части печи, где выгружается непрерывно в воронку элеватора, посредством которого поступает в цилиндрический бункер, обрызгиваемый водою. Из последнего руда разгружается непосредственно в жел.-дор. вагоны. В качестве флюса при спекании применяется измельченный известняк. Этот способ находит применение с большим успехом для тонко-измельченных гематита, магнетита и мартита, колчеданистых огарков серно-кислотных заводов и доменной пыли. Руда проходит через печь в продолжение $1^1/_2$ часов. На заводе National metalurgic Co. обрабатываются колчеданистые огарки следующего химического состава: железа—54,29, серы—3,25, кремнезема—4,33, при чем получается продукт с содержанием железа—59,29, серы—0,074, кремнезема—9,80 процентов.

На основании приведенных анализов выгорание серы составляет 97,7%, вследствие чего способ спекания в цилиндрических печах может быть особенно рекомендован для руд с значительным количеством серы, например, для колчеданистых руд г. Благодати даже без предварительного обогащения.

На заводах Пенсильванской сталелитейной К-° в г. Лебанон (Пенсильвания) магнитные концентраты (80% менее 30 отверстий в 1", железа—60,64, серы—1, меди—0,2 процентов) поступают в цилиндрическую печь длиной 100 фут. и диаметром 7 фут., футерованную внутри огнеупорным кирпичем толщиной 9" с содержанием 60% глинозема. В 24 часа печь перерабатывает от 125 до 150 тонн концентратов; содержание серы уменьшается до 0,05%. 80% спекшейся массы представляют куски крупнее 1/4" расход угля 10% от веса руды. Стоимость обработки от 1 руб. 50 коп. до 2 руб. на тонну.

Способ Дуайт-Лойда первоначально служил только для обжига и спекания сернисто-свинцовых руд. Около 10 лет назад он стал применяться и для спекания пылевидных железных руд. В 1914 году процесс Дуайт-Лойда был установлен с этой целью в г. Кливленде в штате Огайо и в городах Реддинге и Бирдсборо в штате Пенсильвании. Аппарат Дуайт-Лойда состоит из железной рамы, поддерживающей: 1) питательную воронку; 2) зажигательный аппарат, 3) камеру всасывания и 4) систему металлических ковшей на роликах, образующих обыкновенный конвеер. Камера всасывания соединяется с эксгаустером. Размер ковшей—ширина 30 дм., длина 18 дм., число ковшей 36. Зажигание производится естественным газом (Кливленд) и нефтью (Реддинг); вместо газа и нефти для зажигания может служить небольшая печь, отапливаемая каменным углем с колосниками. Операция спекания производится следующим образом: руда или смесь руд и

др. материалов (пыль, окалина) засыпается в закром, из которого конвеером закружается в смеситель и из последнего в питательную воронку. Во время перемешивания к руде добавляется 8—9% воды. Ковши перемещаются действием зубчатого блока и наполняются шихтой из питательной воронки слоем толщиной 5-7 дм. Посредством особого приспособления поверхность материала зажигается и так как в это же время ковши соединяются с камерой всасывания, то горение распространяется по всей толщине слоя, в результате чего происходит спекание материала. Экстаустер применяется системы Стюртевента, диаметром 12 фут. Для того, чтобы спекание происходило надлежащим образом, в шихту необходимо прибавлять 8% углерода. Излишек сверх этого количества не только бесполезен, но и вреден, так как это удлиняет операцию спекания и повышает температуру процесса, обусловливая плавление и нагревание решеток. Пыль доменных печей с содержанием 46 процент. железа, 9-кремнезема, 14-17 углерода дает без каких либо добавок весьма прочный и пористый продукт; магнитный концентрат с 57 проц. железа и 8-10 проц. кремнезема требует добавления 10 проц. угля. Когда спекается доменная пыль, то высокое содержание углерода понижается до требуемой нормы путем смешивания ее с рудной мелочью или окалиной от прокатных валков. Содержание серы в колчеданных огарках уменьшается с 1,25 процент. до 0,04 процент. Суточная производительность машины с ковшами 42" ширины—100 тонн. Стоимость такой машины в Америке 12.000 долларов, а стоимость обработки составляет 0,5—0,75 доллара на тонну. Плавка в доменных печах мелочи, обработанной по способу Дуайт-Лойда, дает весьма благоприятные результаты, как в отношении увеличения суточной проплавки, так и в отношении увеличения выхода металла на единицу угля. В Кливлэнде 1914 г. было несколько установок Дуайт-Лойда. Наилучшим материалом для спекания по способу Дуайд-Лойда является смесь от 3—2 мм. до 0.

Каждый из рассмотренных способов окускования рудной мелочи имеет свои достоинства и недостатки. Способ брикетирования и обжига Грендаля дает однородный, крупный кусковой материал, весьма удобный для плавки, но стоимость обработки на пуд брикетов довольно значительна. Способ спекания в трубо-печах наиболее удобен для валовой работы в крупном масштабе, но стоимость первоначального оборудования выше, чем при других способах. Недостатком способа Дуайт-Лойда является необходимость довольно частой смены колосников, кроме того непрерывность процесса не позволяет задерживать движение ковшей, хотя горение и не закончилось бы в момент раз'единения с воздушной камерой. Преимущество способа—пористость и крупность продукта и незначительная стоимость обработки.

Считаясь с различными обстоятельствами, помимо высказанных соображений, заключаем, что для окускования магнитных концентратов и „карандашевой" руды Бакальских рудников наиболее пригодным способом спекания является способ агломерации в трубопечах. Поэтому крайне важно поставить серию опытов по спеканию «карандашевой» руды в электрической печи с целью предварительного выяснения и изучения всех условий процесса.

IV. Медные руды.

1.

В колчеданной полосе в Сан-Донато в Тагильском округе и на Карпушинском руднике б. Верх-Исетского Округа открыты в последнее время алмазным бурением и проходкой штреков (Карпушинский рудник) богатые медно-цинковые руды. Содержание цинка колеблется в больших пределах и достигает до 20 и более процентов. Некоторые места линз Карпушихи имеют цинковый характер. В других частях линзы цинковая обманка представляет тесную смесь с медным колчеданом. Особенностью Сан-Донатских руд является необычайно высокое содержание золота и серебра.

По поводу медно-цинковых руд прежде всего следует сказать, что в американской металлургической практике содержание цинка в медной руде допускается до 10% без вреда для медной плавки. При содержании цинка более 10% получаются затруднения в плавке, вследствие чего при продаже таких руд принято скидывать 30—50 центов (60—100 коп.) с тонны за каждый процент цинка сверх 10% *).

Говорить детально о возможных способах обработки уральских медно-цинковых руд с целью их разделения на отдельные минералы преждевременно, но необходимо сейчас же указать на серьезность этой задачи. В виду почти одинаковых удельных весов медного колчедана (4,20) и цинковой обманки (4,10), возможность мокрого способа обогащения отпадает. Для разделения названных руд, повидимому, придется пользоваться главным образом ручной сортировкой руды на лентах или рудоразборных столах, а мелочь подвергать обработке электростатическим способом с предварительной сухой классификацией. Этот способ позволяет отделить цинковую обманку от медного колчедана, так как последний является хорошим проводником электричества, а цинковая обманка плохим. Кроме указанных способов обогащения медно-цинковых руд, возможно также получение непосредственно из руды с 15—25% цинка по способу The New Jersey Zinc Co в С. Америке—окиси цинка (цинковые белила) после предварительного обжига руды, при чем огарки должны поступать в медную плавку.

На Карпушинском руднике обнаружены также медистые сланцы, напоминающие известные порфировые медные руды Америки. По сообщению инж. Н. П. Кузнецова подобные сланцы имеются и в Дегтяринском месторождении. Если детальная разведка установит достаточные запасы, то можно сказать, что и на Урале в будущем создастся отражательный медный процесс на концентратах, полученных из убогих руд.

2.

В прошлом на Урале плавились только окисленные медные руды, а сернистые руды поступали нередко в отвал, уже позднее их начали обжигать и плавить.

Кроме того медные руды перед обжигом подвергались сортировке,—более богатые руды шли в обжиг и плавку, а бедные шли в отвал. Таково происхождение огромных отвалов бедных сернистых руд на более старых

*) Chas. H. Fulton; The buying and selling of ores and metallurgical products". Washington. 1915.

рудниках, например, на Пышминско-Ключевском руднике запас медных руд определяется в 100.000.000 пуд. Повидимому, значительные отвалы имеются на Туринских рудниках Богословского округа, где сортировка руды на Флоровском руднике ежегодно давала до 300 тысяч пудов третьесортной руды с содержанием 1,5 проц. меди.

В настоящее время эти отвальные руды представляют известный промышленный интерес. С улучшением техники дробления, сортировки и механического обогащения, в особенности с открытием флотационного способа, имеется возможность выгодно обрабатывать $1^1/_2$—2 процентную медную руду, доводя содержание меди в отвальном продукте до 0,3 проц., а общее извлечение металла до 85—90 проц.

Петроградским Институт. механической обработки руд разработан проект сортировки отвальных руд Пышминско-Ключевского рудника. Это показывает, что и в центре отвальным медным рудам придается значение. В связи с обогащением отвальных руд представляет значительный интерес отсадочная машина системы Ханкок. Эта машина австралийского происхождения, около 10 лет назад стала быстро распространяться в Америке и вытеснять обычный тип Гарцевских отсадочных решет. Главное отличие машины Ханкок от Гарцевского решета состоит в том, что ею может обрабатываться рудная смесь от 10 мм. до 0, т. е. без предварительной классификации, что, разумеется, удешевляет обработку. Производительность машины составляет около 400—500 тонн в 24 час., т. е. в 20—25 раз превышает производительность Гарцевских отсадочных решет, между тем для приведения машины в действие необходимо всего 5 HP.

3.

По сообщению геолога Е. Стратановича („Промышленный Урал“ № 2 стр. 29, 1920 г.) в восточной части Богословского округа, где протекает река Еловка с целой свитой своих притоков, называемых частыми речками, залегает в змеевиковых глинах валунчатая россыпь амфиболитовых сланцев, в которых содержится самородная медь в виде отдельных включений—кристалликов, дендритов и листочков внутри валунов. Площадь распространения амфиболитовой россыпи громадна—несколько десятков кв. верст. Мощность слоя по отдельным шурфам оказалась от 0,8 до 1 саж., местами больше, но в таких случаях россыпь оставалась непробитой. Глубина залегания от поверхности земли 1,5 до 3,5 саж. Иногда россыпь не содержит глины и тогда валуны лежат в виде свободного агломерата. Содержание меди в амфиболите тремя пробами было определено в 0,6, 0,7 и 0.8 процент.

Это месторождение заслуживает внимания и по этому необходимо приступить к его изучению как в отношении условий залеганий, так и содержания в нем металла. Если предположить, что в кубической саж. россыпи содержится 0,5 проц. меди, то россыпь в одну сажень площадью в 1 кв. версту будет содержать 1 миллион пудов самородной меди. Е. Стратанович указывает, что месторождение распространяется на несколько десятков кв. верст.

Чтобы решить вопрос о промышленном значении новой россыпи самородной меди, необходимо остановиться на знаменитом и единственном в мире месторождении на Верхнем озере в штате Мичиган (в С. Америке), на которое ссылается и геолог Стратанович в своем сообщении об Еловском месторождении.

Самородная медь на верхнем озере находится в двух основных формах: 1) в мелафировых миндалекаменных породах в тончайшем распределении или в виде выполнения пузыристых пустот и неправильных трещин; 2) как цемент в конгломератах, состоящих из кварцевого порфира и мелафира.

Месторождения 2-й категории являются более богатыми, но они не типичны для всего медного округа Верхнего озера; за некоторыми исключениями разрабатываются преимущественно месторождения 1-й категории. Содержание меди в рудах различных рудников на Верхнем озере следующее:

	Фунт меди в тонне	%		Фунт меди в тонне.	%
Калюмет и Гекла	25,5	1,27	Траймаунтин	17,6	0,88
Эмпс	24,7	1,23	Ханкок	18,2	0,91
Аллауер	16,5	0,83	Масс	17,6	0,88
Айль-Ройаль	16,4	0,82	Мохоок	15,1	0,75
Тамарак	19,1	0,96	Куинси	16,4	0,82
Вульверайн	23,4	1,17	Балтик	22,1	1,11

Эти данные показывают, что месторождения меди на Верхнем озере принадлежат к разряду убогих по содержанию металла в рудах. Даже руды „Калюмет и Гекла", содержавшие прежде до 5 проц. меди, в настоящее время содержат только 1,27 проц. меди. В виду этого центр тяжести в получении красного металла на Верхнем озере лежит в процессах обогащения, т. е. в превращении механическим путем убогой руды в богатой концентрат. Дальнейшая обработка концентрата с 60—70 проц. меди сводится к простой переплавке его в отражательных печах и плавке оборотных шлаков в шахтных печах. Следует иметь в виду, что убогие руды Верхнего озера добываются с наиболее глубоких в мире подземных разработок (свыше $1^1/_2$ верст), где приходится считаться даже с повышенной температурой, изнуряющей рабочих и удорожающей себестоимости руды от применения усиленной вентиляции и других мер. Несмотря на это, себестоимость 1 фунта озерной меди в Нью-Иорке в довоенное время колебалась от 9,5 до 12,5 центов (19—25 коп.). Продажная цена меди была 14—19 центов (28—38 коп.).

Успех предприятий, разрабатывающих месторождения Верхнего озера, заключается главным образом в концентрации производства. В 1914 году, при посещении мною округа, месторождение разрабатывалось 34 горно-

промышленными компаниями с общим капиталом в 133550000 долларов. Калюмет и Гекла перерабатывала 10200 тонн или около 600000 пуд. руды в сутки. Средняя же суточная производительность обогатительных фабрик с 4—6 паровыми толчеями составляют 2500—3000 тонн, т. е. 150000—200000 пуд. Для организации нового дела на Верхнем озере требуется капитал не менее 1500000 долларов.

Возвращаясь к Богословскому месторождению самородной меди, приходится указать, что наиболее неблагоприятной стороной его, по сравнению с месторождением Верхнего озера, является чрезвычайно тонкая вкрапленность меди в амфиболитовых валунах. На Верхнем озере даже в амигдалоидах включения меди изменяются от частиц, невидимых простым глазом, до кусков в 10—20 фунт. Таким образом там имеется возможность применять наиболее дешевый способ гидравлической обработки — крупную и мелкую отсадку, тем более, что количество шламов после толчеи составляет всего 20%. Извлечение меди различными группами приборов на фабрике Осиоля следующее:

	в процентах.
Крупная медь из толчеи	7,4
Мелкая медь из гидр. ловушек	14,0
Концентраты крупной отсадки	29,0
„ мелкой отсадки	5,0
„ от обработки скоплений отсадочных решет	8,0
	53,4
Концентраты от столов Вильфлея	27,6
Всего . . .	80,0
Потери	20,0

Так как крупная медь при обогащении не теряется, то вся потеря металла может быть отнесена к мелкой меди, которая обрабатывается на столах и которая составляет 47,6 проц. общего содержания металла. Тогда потеря меди составит при обогащении 42 проц.

На основании этого можно заключить, что методы мокрого обогащения, с успехом применяющиеся на Верхнем озере, сравнительно простые и дешевые, не могут быть применены для обработки Богословской россыпи. Обогащение в данном случае должно производиться исключительно на столах различных систем, подобно тому, как производится обогащение рассеянных порфировых руд в штатах Аризона и Юта, т. е. наиболее дорогим способом. Возможно применение также гидро-металлургических способов с электролитическим осаждением меди из раствора.

На основании тех весьма кратких сведений, которые даны геологом Стратановичем о россыпном месторождении самородной меди в Богословском Округе, возможно сделать следующие выводы:

1) По содержанию меди Богословское месторождение одинаково с некоторыми месторождениями Верхего озера (рудники Аллауер, Айль Ройаль, Куинси, Мохоок и др.).

2) В силу бедности руды разработка месторождений может быть выгодна только при условии работы в крупном масштабе.

3) Преимущество месторождения—возможность открытых работ.

4) В виду естественной рыхлости рудной массы отпадает необходимость двух трех стадий предварительного и крупного дробления.

5. В виду залегания амфиболитовой россыпи в глинах перед обогащением потребуется отмывка рудных валунов от глины.

6. Вследствие чрезвычайно тонкой вкрапленности металлической меди возможна потеря металла в значительном количестве (плавучая медь).

7. По сравнению с обычным типом порфировых (рассеянных) медных сернистых руд, преимуществом рассматриваемого месторождения является простота металлургической обработки концентратов.

Окончательное суждение о промышленном значении медной россыпи, открытой геологом Стратановичем, может быть сделано лишь на основании всестороннего геологического исследования и опробывания означенного месторождения, а также на основании результатов, полученных от обработки россыпной руды в испытательной рудо-обогатительной станции.

V. Золотые и платиновые россыпи.

Обработка золотых и платиновых россыпей велась в России далеко несовершенным способом: нередко, почти половина золота не извлекалась и поступала в эфеля. Проф. В. А. Обручев и инж. Лурье установили, что Ленское Т-во при промывке песков получало со 100 пуд.—2 зол. 51 дол., а в эфеля уходило 3 зол. 40 дол. золота. При этом следует иметь в виду, что на Лене преобладает крупное золото. Тоже самое имело место и в других местах. В Березовском заводе, близ Екатеринбурга, эфеля, получаемые при владельческой разработке россыпей, обрабатывались старателями, причем последние намывали золота не менее, а иногда и более, чем контора. Имея в виду кустарный способ старательских работ, можно быть уверенным, что часть золота и после вторичной обработки оставалась неизвлеченной и терялась. Главное зло разработки золотых и платиновых россыпей—отсутствие правильного учета выхода металла из россыпей, вследствие чего разработка легко приобретает хищнический характер.

Какова бы ни была золото- или платинопромывочная фабрика (постоянная, плавучая или водобойная), обработка россыпей в общем случае распадается на три стадии:

I-я стадия соединяет: 1) протирку глинистой массы, 2) отделение гальки от мути и 3) обмывку гальки. Все эти операции исполняются одновременно, в так называемых золотопромывочных приборах и машинах (американка, боронка, чаша, бутара, водобой).

II-я стадия состоит в промывке на шлюзах мути, отделенной предыдущим процессом. Шлюзы имеют вид широких, но не глубоких, слабо наклонных каналов. Более легкие зерна пустой породы, мелкая галька,

песок и взвешенная муть сносится на шлюзах струей; золото, незначительная часть гальки и песка, а также более тяжелые зерна железных руд (магнетита, хромистого железняка) осаждаются и задерживаются всякого рода преградами, об'единяемые общим названием трафаретов.

III-я стадия, исполняемая периодически—по мере накопления материала между трафаретами состоит в окончательной промывке и получении металлического золота или платины.

Наибольшее значение имеет вторая стадия, во время которой происходит извлечение частиц металла из россыпи. Процесс выделения основан на известном положении механического мокрого обогащения: „если смесь зерен минераллов с различным удельным весом подвергнуть смывающему действию воды, то зерна с меньшим удельным весом уносятся водой, а частицы более тяжелого минерала останутся на месте“. В виду того, что россыпь представляет смесь крупной гальки, мелких зерен и маталлических частиц, то вода должна поступать на шлюз в достаточном количестве для сноса наиболее крупных кусков пустой породы, поступающей на шлюз. Чтобы частицы золота или платины не могли быть унесены во взвешенном состоянии, шлюз снабжается трафаретами.

Может ли такое разделение по удельному весу в условиях смывающей струи быть совершенным?—Практика отвечает на этот вопрос отрицательно. В самом деле, если приток воды недостаточен, то промежутки между трафаретами забиваются пустой породой, вследствие чего образуется покатая поверхность и золото или платина скатываются с эфелями в снос. Избыток воды выбивает металлы из ловушек и уносит их со шлюза.

Чтобы правильно решить вопрос о выделении металлических частиц из россыпи, необходимо исходить из основного закона отсадки: „Если смесь рудных зерен различного удельного веса заполняет сосуд или вообще какое либо пространство (напр., ловушки между трафаретами шлюза),то для того, чтобы могло произойти относительное перемещение их между собою, необходимым условием является состояние полного разрыхления смеси, когда частицы породы составляют равномерную смесь с водой и ни одно зерно не прилегает плотно к другому (масса уподобляется плывучему песку)“.

Такое состояние разлыхления достигается или действием поршня в отсадочном решете или прерывистой струей воды в пульсаторе Ричардса. В первом случае падение будет происходить в нисходящей струе воды, обладающей большой скоростью, следовательно, при условии сильного всасывания; во втором случае при отсутствии нисходящей струи. Приборы, устроенные по первому принципу, были бы более пригодными для выделения частиц золота и платины, так как сильное всасывание облегчает их выделение из россыпи. Недостаток их тот, что вместе с частицами золота и платины осаждается и песок.

Поэтому целесообразнее применять для этой цели приборы, устроенные по второму принципу. Шлюз системы проф. Ричардса является прототипом таких приборов. Устройство его следующее:

К деревянному желобу, шириною 12″—18″, прикреплена чугунная коробка, имеющая вид опрокинутой усеченной пирамиды, с отверстием в дне для периодической разгрузки золотых шлихов. Над коробкой, в месте выреза в желобе установлены венгерские трафареты из углового железа. Непосредственно под трафаретами находится металлическая сетка с отверстиями, достаточными для прохождения крупинок золота или платины. Сбоку в чугунную коробку поступает вода через быстро вращающийся от мотора кран, отчего в приборе получается необходимая для его действия пульсация воды.

Во время работы прибора галька и песок падают в пространство между трафаретами на сетку, образуя на ней постель на подобие постели при отсадке. Пульсирующая струя воды приводит гальку в взвешенное состояние, т. е. состояние полного разрыхления. Крупинки золота или платины, попадая между трафаретами, проходят через постель и через сетку и собираются в чугунной коробке, откуда разгружаются периодически.

О производительности шлюза системы Ричардса дают понятия следующие данные завода The Denver Engineering Works Co и относящиеся к шлюзу, размером 12″x18″.

При высоте струи в один дюйм и при объемном отношении воды к породе 10 : 1 расчетная производительность 175 тонн, тоже при отношении воды к породе 20 : 1—будет 90 тонн и при отношении 30 : 1 — 60 тонн. При высоте струи в два дюйма производительность соответственно должна выразиться в 525, 270 и 180 тонн. Наклон дна шлюза принимается 1″ на 1 фут.

Гидравлические уловители подобной же системы должны с успехом применяться с Архимедовыми винтами, которые часто служат на Урале для подъема мути на шлюза. В виду того, что скорость движения материала через Архимедов винт незначительна, это обстоятельство должно способствовать выделению свободных крупинок золота или платины и собиранию их в этих уловителях.

Шлюзы Ричардса могут быть установлены на драгах при разработке золотых и платиновых россыпей.

По сведениям иностранных технических журналов последнего времени рассматриваемые приборы уже получили широкое применение в американской практике золотого дела.

Без сомнения, эти приборы должны получить распространение и в уральской практике золотого дела и технический отдел золото-платинового треста уже проявляет к ним большой интерес. С целью изучения действия прибора Ричардса, целесообразно построить его рабочую модель и исследовать в лабораторных условиях. С этою же целью целесообразно устанавливать его в качестве контрольного прибора в конце обыкновенных шлюзов на промыслах.

Вопросы об обогащении валунчато-россыпных и магнитных железных руд, об их спекании и брикетировании, а также об обогащении медных руд и обработке золотых и платиновых россыпей имеют общий характер и являются основными вопросами для будущего развития уральской

горной промышленности. Кроме них, имеется ряд других вопросов более узкого и специального характера. Таковы вопросы об обогащении корунда, хромистого железняка, асбеста, графита, глин и пр. Эти вопросы исключаются из рассмотрения в этой статье, так как их удобней рассматривать совершенно самостоятельно. Сортировка и обогащение уральских каменных углей будут рассмотрены так-же самостоятельно, тем более, что эти вопросы требуют предварительной лабораторной обработки.

VI. Выводы.

На основании вышеизложенного, возможно наметить следующие конкретные задачи и цели в области механического обогащения и обработки руд на Урале:

1. Достройка новой промывочной фабрики (1914 г.) г. Благодати является необходимым условием правильной разработки валунчато-россыпных месторождений г. г. Благодати и Высокой.

2. Согласно п. 1, необходимо принять надлежащие меры к тому, чтобы:

а) сохранить имеющееся на фабрике и связанных с нею устройствах оборудование.

б) собрать и сохранить все чертежи, описания, сметы, отчеты, переписку и другие материалы, относящиеся к проекту фабрики.

в) произвести осмотр фабрики и относящихся к ней устройств с целью установления степени законченности работ по сооружению и оборудованию, а также для выяснения недостающего оборудования.

3. Собрать все материалы, (чертежи, сметы, отчеты, переписку и пр.), относящиеся к проекту фабрики на г. Благодати для обогащения руд магнитным способом и сделать подробное описание проекта.

4. Приступить к правильной регистрации и изучению месторождений магнитных железных руд на Урале и в том числе вкрапленных магнитных железняков.

5. Приступить к изучению в минералогическом отношении титанистых магнитных железняков на Урале.

6. Составить проект переустройства старой промывочной фабрики № 1 на г. Благодати.

7. Составить проект переустройства Высокогорской промывочной фабрики.

8. Приступить с систематическому изучению вопроса о спекании порошковатых железных руд (магнитных железняков, гидрогематитов лимонитов и доменной пыли).

9. Обследовать старые отвалы медных руд на Пышминско-Ключевском руднике, отобрать пробу и произвести опытную обработку руд с делью сортировки и обогащения; установить степень экономической выгодности обработки.

10. Взять пробу медно-цинковых руд Карпушинского рудника, произвести опытную ручную сортировку, а также обогащение электростатическим способом.

11. Приступить к детальной разведке и опробыванию россыпи амфиболитовых сланцев в Богословском округе.

12. Произвести опыты с шлюзом сист. проф. Ричардса на золотых и платиновых россыпях на Урале.

13. Произвести опробывание Архимедова винта с гидравлическими уловителями с пульсацией на золото и платиновых промывочных фабриках.

14. Для изыскания в области методов обогащения и обработки полезных ископаемых, а также для промышленного опробывания их и проектирования обогатительных устройств—признать необходимым организацию в Уральском горном институте испытательной лаборатории обогащения полезных ископаемых с оборудованием особой секции магнитного обогащения руд.

12 июля 1922 г.

Запасы сырья в районе Богословского горного округа.

Проф. М. О. Клер*).

I. История геологических исследований.

Богословский горный округ, опоясанный с севера и востока р. Сосьвой, с юга рекой Каквой, с запада границей Чердынского и Соликамского уездов, занимая площадь в 502157 десятин с 257187,59 десятин лесов (отвод в Вагранской и Лялинской казенных дачах), с самого начала 18 столетия является ареной деятельности энергичных людей.

Быстрый рост промышленности, а также близкое соседство огромных неразведанных и никем незахваченных пространств Северного Урала, являющихся естественным продолжением богатейшей рудной полосы Среднего Урала, и необходимость обеспечить Богословский округ отсутствующими в нем видами сырья, побудили уже с 80 годов правление округа предпринять самое тщательное геологическое обследование, как самой площади горного округа, так и рудной полосы Северного Урала на сотни верст на север. К делу были привлечены лучшие геологические силы России: профессора Е. С. Федоров и В. В. Никитин с их достойным сотрудником и заместителем впоследствии геологом округа Е. Д. Стратановичем, а последнее годы работал по магнитометрическим с'емкам проф. Бауман. По их заданиям и руководством были проведены обширные разведки. Чтобы вполне выяснить действительный об'ем, тщательность и методичность проведенных ими работ, необходимо самым близким образом ознакомиться с Федоровским геологическим музеем, находящимся в Турьинских рудниках; этот последний содержит несколько сот тысяч образцов горных пород, минералов и руд округа, изученных и определенных по соответствующим им микроскопическим препаратам. Имеются сотни тысяч собранных образцов еще только предварительно исследованных, которые дожидаются научной обработки. Имеется тщательно веденный архив разведочных журналов и геологических зарисовок рудных месторождений.

---

*) Работа исполнена в сотрудничестве с горными техниками Федоровского геологического музея в Турьинских рудниках Л. Н. Поляковым, А. Н. Пушкаревым и А. М. Мурзиным (с обзорной картой месторождений).

Опубликованием в 1901 году классического труда „Богословский горный округ“ резюмируются работы и результаты первого „Федоровского периода“ геологических исследований округа. Второй период, в котором руководящая геологическая роль переходит к геологу Е. Д. Стратановичу, посвящен выяснению новых районов сырья на севере и обеспечению их за округом. Внезапная смерть от тифа в 1920 году Е. Д. Стратановича лишила этот край чрезвычайно ценного работника, унесшего в могилу огромные знания края и опыт и оставившего свое дело на полном ходу.

Настоящий обзор разработан на основании предварительного ознакомления на месте с материалами, оставленными Стратановичем, а также с тщательно составленной сводкой разведочных работ последних лет многолетними сотрудниками Федорова и Стратоновича, горными техниками Богословского округа Л. Н. Поляковым, А. Н. Пушкаревым и А. М. Мурзиным.

II. Полезные ископаемые Богословского горного округа и районов, расположенных к северу от него.

Энергичный исследователь Урала геолог Федоров, уже под флагом семилетней «Северо-Уральской экспедиции 80-х годов» в 80-х и 90-х г.г. довел свои рекогносцировочные исследования на средства Богословского округа севернее 63° с. ш. Им была составлена схематическая геологическая карта для всей этой площади.

Как и следовало ожидать, горные породы, составляющие площадь Богословского горного округа, а также и части Сев. Урала, исследованные на сотни верст Богословскими геологами, представляют меридиональными полосами тянущиеся зоны. Эта меридиональная полосчатость выражается не только в рельефе страны и в залегании горных пород меридиональными увалами и хребтами, но и в полосовидном залегании рудных ископаемых, тесно связанных с этими горными породами.

Это обстоятельство представляется чрезвычайно благоприятным, как для исследования месторождений, так и для их эксплоатации, и оно же диктует главнейшие направления основных железнодорожных путей.

В дальнейшем описании мы будем придерживаться этой зонарности ископаемых, следуя с С на Ю и с З на В.

Железные руды.

1. **Магнитные железняки.** *Район 2-го Северного рудника* (на карте № 3) Лялинской лесной дачи расположен верстах в 80 на север от первого Северного рудника и в 110 верстах от Никито-Ивделя. Это месторождение магнитного железняка имеет повидимому штокообразный контактовый характер и окружающими породами его являются диабазы и известняки. Железняки встречены на протяжении около 30 верст в меридиональном направлении: по речкам Петропавловской и Нярпинсос, впадающими справа в р. Лозьву и там же, по берегам и увалам р. Лозьвы, (всего 12 площадей—1912, 13, 14 и 16 г. г.); в районе горы „Острой Сопки“ (4 площади—13 года № 3а) и в районе хребта „Чистоп“ (6 площадей—13 года № 3б)

Разведки коснулись лишь местности между р.р. Петропавловской и Нярпинсос, выяснив возможный запас до 100 миллионов пудов руды, а в районах 3а и 3б обнаружено лишь присутствие железняков. В виду отдаленности этого района от заводов и наличия железных руд южнее, руды 2-го Северного рудника признаются запасным фондом на будущее и обследование их ставится на вторую очередь.

Первый Северный рудник (карта № 8), находящийся на правом берегу р. Тыньи, впадающей в р. Лозьву, в 35 верстах от селения Никито-Ивдельского, открыт в 1831 г. и отведен под разработку в 1881—82 г.г Заключает в себе три отведенных площади Северного рудника—234318 кв. саж.; Афонасьевского рудника—144648 кв. саж.; Крестовоздвиженского рудника—205030 кв. саж.

Это штокообразная залежь хорошего качества магнитного железняка, залегающего среди известняков и диабазов. Запасы руд определены разведкой для Северного и Афонасьевского отводов в количествах, выясненных в 100 миллионов пудов и предположительно допускаемых 300 миллионов пудов. Руда лежит под небольшой толщей глины от 0,15 до 1 саж. мощностью. Прежние выработки, углубленные не более 1,5 сажени, обнаруживают руду, выветревшую несколько с поверхности, уплотняющуюся к низу в крепкую, плотную мелкозернистую массу, почти не содержащую пустой породы, что указывает на возможность добычи руд без сортировки.

Крестовоздвиженский отвод, находящийся на берегу р. Лозьвы в 8 верстах к востоку от первых двух, имеет значение пристани и содержит в себе пласты бурого железняка с поверхности неважного качества и еще неразведанного. В виду его контактного типа, месторождение 1-го Северного рудника заслуживает дальнейших разведок, так как с проведением до него строющейся железной дороги рудник в непродолжительном времени будет введен в эксплоатацию. В виду этого за округом обеспечены с 1912—13 г.г. 15 площадей, примыкающих непосредственно к руднику.

Район 3-го Северного рудника составляют месторождения по верхнему течению р. Ивделя в 35—45 верстах от с. Никито-Ивдельского. На протяжении 10 верст имеются 3 района выходов магнитных железняков: „Шешинское дело“ (№ 9) в 35 верстах от с. Н.-Ивдельского—5 площадей, приобретенные у Шешина (1913 г.); выше по р. Ивделю на 5 вер., 9 площадей Шешина по р. Маудырье, правому притоку реки Ивделя (1917 г. № 9а), в верховьях р. Большого-Ивделя в $3^1/_2$ верстах выше слияния его с р. Малым-Ивделем, 1 площадь (1917 г. № 9б).

Разведки месторождения (9) обнаружили гнездовой характер залегания магнезита и выяснили пока наличность 5 миллионов пудов руды; по р. Маудырье (9а) разведки не производились, но при геологических изысканиях с поверхности были обнаружены сплошные выходы магнитного железняка, что при близости месторождений 9 и 9а является чрезвычайно важным указанием на возможность наличности одного общего месторождения. В 9б обнаружено еще только присутствие магнитных железняков. Обследование района 3-го Сев. рудника является второочередной задачей после выяснения запасов 1-го Сев. рудника.

Месторождение (№ 10б) между р. Ивделем и р. Преображенской в 5 вер. от с. Никито-Ивдельского (3 площади в 1917 г.)—коренное залегание магнетита открыто в зоне контакта известняков и кристаллических пород при геологических изысканиях, но еще не подвергалось никакой разведке, каковая должна быть предпринята в связи с проведением Северного ж. д. пути.

Покровский рудник (карта № 25) по обоим берегам р. Колонги в 87 вер. от Надеждинского завода, соединенный с ним узкоколейной ж. д., представляет три открытые выработки:

1) Покровский разрез на правом берегу р. Колонги, пток очень плотного магнитного железняка залегает в контакте андезинофиров, авгито-гранатовой породы и известняков. Прежними разведками и магнитометрическими исследованиями 1916—1917 годов установлено 15 миллионов пудов руды, продолжение месторождения на север еще не выяснено.

2) Колонгский разрез на левом берегу р. Колонги считается уже выработанным значительным гнездом магнетита.

3) Баяновское месторождение в 6-ти верстах вверх по течению р. Колонги представляет ряд более или менее крупных гнезд магнетита, залегающих среди габбро и содержит в себе до 400 миллионов пудов невыработанных руд. Здесь магнетит отличается большой крупнозернистостью. С 1914 по 1917 год включительно из 3-х разрезов Покровского рудника добыто свыше 15 миллионов пудов руды.

Общие запасы Покровского рудника выяснены в 15 миллионов, возможные в 20 миллионов пудов.

Семеновский рудник (№ 19) в Вагранской лесной даче, верстах в 18-ти на юг от ст. Шахта (карта № 19). Геологическим изысканием обнаружена россыпь крупных и мелких валунов магнитного железняка на значительную площадь, которая и взята отводом в 69 дес. Магнитометрические изыскания дали мало положительных результатов. Месторождение является повидимому мало значительным, однако необходимо геологическими разведками установить происхождение россыпей валунов руды для отыскания ее коренного месторождения. Еще южнее на 20 верст почти по простиранию пород, *около д. Питателевой*, находящейся у Верхотурского тракта (на карте № 20) было обнаружено незаконченными разведочными работами 1912 года гнездовое месторождение магнитного железняка при пробной выработке его в 10.000 пуд. Магнитометрическая с'емка обнаружила ограниченность этого месторождения, при чем не наблюдалось развития его ни на глубину, ни в стороны.

Общий обзор месторождений магнитного железняка.

Краткий обзор месторождений магнитных железняков рассматриваемых районов, позволяет сделать следующие выводы:

1) Все месторождения расположены на узкой полосе, длиною в 210 в. и шириною в 40 вер. Последняя в геологическом отношении представляет, при всей ее сложности, однообразное строение. Повидимому почти все месторождения контактового типа.

2) Они представляют рудные районы, истинные запасы которых и сплошность залегания руд далеко еще недостаточно установлены. Так районы 2-го Сев. рудника, Верхнего-Ивделя и длинная контактовая полоса между 1-м Сев. рудником и месторождением (10б), а также месторождение Вагранской дачи (19—20) требуют продолжения начатых исследований, которые и расширяют значительно допускаемые теперь в них запасы.

3) В настоящее время выясненными запасами считается только:

	Запасы	
	выясненные и возможные.	предполагаемые.
Район 2-го Северного рудника . . .	100.000.000	
„ 1-го „ „ . . .	100.000.000	300.000.000
„ 3-го „ „ . . .	5.000.000	Очень значительные.
Покровский рудник	20.000.000	
Всего . .	225.000.000	300.000.000

Эти цифры указывают на слабую разведанность месторождений, которые по общим геологическим соображениям содержат в общей своей сложности не менее нескольких миллиардов пудов, тем более, что дальнейшее более детальное геологическое обследование района этой сорокаверстной геологической полосы, а также и ее продолжения на север заставляют предполагать существование еще новых не обнаруженных месторождений магнитного железняка (№ 4).

2. Месторождения бурых и красных железняков.

По р. Северной Сосьве (к. № 2) в местности называемой „*Медное*“ или „*Протасовское Зимовье*“ взяты пробы приблизительно в 12 в. на С. В. от Большого Сосьвинского склада. При геологических изысканиях в обрыве берега р. Северной Сосьвы в девонских глинистых сланцах был обнаружен слой бурых железняков мощностью до 1, 25 саж. Разведка еще не производилась, но месторождение закреплено за Богословским округом в 1912-1916 г.г. двумя площадями.

Самский рудник (кар. № 26) в 100 в. на С. от Надеждинского завода по вновь строющейся ж. д., расположен в пластообразной залежи рудоносных глин, образовавшихся на известняках. Средняя мощность рудного пласта около 1. 30 саж. при средней толщине прикрывающих ее пустых пород в 2, 67 саж. Бурые железняки разведаны пока на площади в 320000 кв. саж. Выяснено 107.000.000 пуд. руды, предполагается наличность 150.000.000 п. Руда очень глинистая и требует обогащения промывкой, на каковую сделана поправка в подсчете. Работы по добыче начаты с 1915 года и ведутся открытыми карьерами. На месте имеется запас в 3.400.000 пуд. добытой руды.

К северо-западу от Самского рудника, в 6-ти верстах *в районе рч. Талой*, впадающей в р. Сосьву, расположено месторождение бурых железняков, вполне аналогичное Самскому, повидимому одинакового с ним про-

исхождения и являющееся естественным его продолжением. Здесь разведками установлено 40 миллион пуд. руды и предположительно допускается наличие 60 милл. (карта № 27).

Эти (№ 26, 27) месторождения находятся в пределах бывшей Богословской дачи, но в 4 верстах на восток от Самского рудника, в пределах бывшей Лялинской лесной дачи, *по левому берегу р. Сосьвы* (на карте № 18), обнаружено присутствие бурых железняков, на каковые в 1916-17 г. заявлены 4 площади, еще не разведанные.

В виду скорого окончания постройки ж. д. от Надеждинска до Самских рудников следует признать первоочередными разведку района этих трех месторождений (№№ 27, 26, 18); оно свяжет их между собой, а также выяснит их протяжение на север и на юг.

Старинный *Ауэрбаховский рудник* (кар. № 23), находящийся в 20 вер. к З. от Надеждинского завода и в 8 верстах на Ю. от Турьинских рудников, представляет еще и теперь огромные залежи железных руд. Коренные руды его составляют магнитные железняки магматического происхождения. Они залегают в виде штоком в контакте авгито-гранатовых пород с андезинофирами. С углублением от поверхности они обогащаются серным магнитным и медным колчеданами, в виде вкрапленностей, иногда настолько густых, что представлялось возможным такового качества руду, под названием „железины" употреблять в Богословском заводе для выплавки меди. Таких магнитно-сернистых железняков, которые считаются непригодными для плавки, разведками выяснено 40 миллионов пудов.

К верху от коренного залегания магнитные железняки дали образование красным железнякам этих последних, являющихся отличной рудой; имеется 20.000.000 пудов. За счет магнитных и красных железняков образовались бурые железняки, которые и залегают в песчано-глинистых толщах отложений третичного периода, облегающих с восточной стороны выходы коренных руд. Бурых железняков разведками выяснено 200.000.000 пудов. Разведки Ауэрбаховского рудника на ближайшие годы их деятельности считаются вполне достаточными.

С 1890 г. по 20 июля 1922 г. этот рудник дал 162 545.286 п. руды.

Воронцовский рудник (карта № 24) об'единяет собой целую группу выработок-разрезов, на протяжении около 6 верст, расположенных на одной линии с юга на север, начиная от левого берега р. Каквы в следующем порядке: Южно-Горевской, Горевской, 5 разрезов Воронцовского рудника, Южно-Песчанский и Северо-Песчанский.

Многочисленными подземными работами и буровыми скважинами вполне выяснен штокообразный и гнездовой характер руд. Главная рудная масса Воронцовского рудника представлена красным железняком, каковых выяснен запас в 23.000.000 п. Он затоплен с 1918 года и его эксплоатацию предполагается пустить в первую очередь.

Южные и северные концы Воронцовского рудника давали очень плотный магнитный железняк, оказавшийся на глубине, негодным для плавки, вследствие содержания в нем серного колчедана.

На протяжении 4 верст, между Воронцовскими и Горевскими рудниками имеются небольшие рудные гнезда, но вследствие незначительности размера каждого из них в отдельности, запасы их не были учтены, хотя некоторые из них заслуживают внимания.

Общий запас руд Воронцовских рудников исчислялся в 46.000.000 пудов; за все время их действия с 1897 по 1918 г. добыто руд около 70.000.000 п.

Около дер. Еловки (карта № 31) в 25 вер. от Турьинских рудников на В.Ю.В. и в 10 в. на С. от Надеждинского завода в урочище *„Частые речки“*, кот. впадают в рч. Еловку, находится месторождение бобового бурого железняка. Эти руды озерного или болотного происхождения расположены по *„Первой Частой-речке“* отличаются глинистым составом, содержат железа до 39%, представляют толщу до 9 саж. мощностью, залегающую на глубине 3 саж. от поверхности (максим. около 8-9 саж). Проведенными разведками выяснена наличность 4.800.000 пудов бурого железняка, так как в распоряжении заводов всегда находились руды, заслуживающие большого внимания; точное выяснение запаса этих 39 процентных глинистых руд отложено на время.

По правому берегу *р. Вагран*, в 3-х верстах *вниз* по его течению *от с. Петропавловска* (карта № 28) разведочными работами 1897 г. обнаружено присутствие трех небольших залежей марганцовисто-бурого железняка. Произведенными разведками отдельными шурфами установлено распространение железняков на девонских известняках, общею площадью до 600 кв. саж., при чем мощность рудного пласта колебалась от 0,2 до 3 саж.

В виду недостаточности разведочных работ подсчета запасов не сделано. Выяснение последних признается весьма важным и разведки месторождения считаются второочередными. Этот краткий обзор месторождений бурых железняков показывает, что они обязаны своему возникновению в большой своей части вторичным изменениям месторождений магнитного железняка.

Кроме Ауэрбаховского месторождения все остальные требуют еще проведения обширных разведок. До сих пор выяснено лишь наличие руды

	выяснено.	предполагается.
Самский рудник	107.000.000 пуд.	150.000.000 пуд.
Ауэрбах. “	220.000.000 —	— —
Воронцовский рудник . .	46.000.000	— —
„Частые речки“	4.800.000	
Всего	377.800.000 пудов.	

что указывает на чрезвычайно небольшую выясненность месторождений.

III. Месторождения марганца.

На правом *берегу р. Лозьвы, выше устья р. Умпии*, впадающей в р. Лозьву, заявлена 1 площадь в 1917 г. (карта № 10); незаконченными разведками 1920 г. обнаружен нетолстый плохого качества пласт пиролюзита, залегающий в сланцах. Месторождение это признано не подающим надежд и пока, в виду наличия богатых месторождений, нет оснований продолжать разведки. Однако, интересно отметить, что к югу в направлении на с

Ивдель, на протяжении около 15 верст тянутся месторождения марганцевых и железных руд, что придает большое значение и этому месторождению, как показателю мощности, проявившихся здесь рудообразующих процессов.

По р. Полуночной (карт 10 а) открыта разведочными работами текущего года мощная залежь по количеству запасов промышленного качества пиролюзита. Почти с каждым выбитым шурфом разведки количество руды месторождения увеличивается. Слой пиролюзита залегает почти горизонтально в песчано-глинистых отложениях третичного моря полосами ССВ-ЮЮЗ направления. Месторождение представляется чрезвычайно обширным и разведки еще не обнаружили его границ.

Разведки 1922 года охватили оба берега рч. Полуночной. На правом пробито 105 шурфов, из них в 29 была обнаружена марганцевая руда на глубине от 0,30 до 4,85 саж. Мощность слоя руды от 0,04 до 1,40 саж. Средняя мощность 0,32. На 3000 кв. саж. и сред. мощности 0,32 с., считая на 1 куб. саж. выемки рудной массы 700 пуд. руды до августа с. г. выяснено всего 720.000 пудов.

На левом берегу р. Полуночной пробиты в двух линиях 58 шурфов и 15 скважин. В неоконченных шурфах обнаружена марганцевая руда в 19 шурфах. Она лежит на глубине от 0,35 до 5,50 саж. мощностью от 0,45 с. до 5,97 саж. Всего до настоящего времени выяснено 13.473.750 пудов. На обоих же берегах рч. Полуночной до перерыва разведок покосным сезоном выяснено 14.193.750 пудов.*)

Средним из всех производенных в химической лаборатории округа анализов в 1921-22 г.г., по май месяц 1922 г предоставляется SiO_2—28.69%, Mn—29.84%, Fe—5.18%, P—0.204%, S—0.04%, при максимуме Mn в некоторых пробах до 49.32 (№ 230).

Разведочные работы ведутся в настоящее время и признаются первоочередными, в виду возможности развития марганцевой промышленности и редкости месторождений марганца на Сев. Урале. Учитывая важность этого месторождения, необходимо провести разведочные работы до его полного выяснения, чему много способствует рыхлость и горизонтальность облегающих руду пород.

Район дер. Масловой, по левую сторону р. Сосьвы в Лялинской даче (карта № 17) получено 16 площадей—отводов 1915 года на марганцевую руду. В этом районе геологическими изысканиями обнаружены пласты олигонитовых песчаников. Последние являются продолжением аналогичных марганецсодержащих пород, переходящих на правый берег Сосьвы в Марсятское месторождение. Здесь марганцевые руды еще мало выяснены и производят не вполне благоприятное впечатление. Необходимо признать продолжение этих разведок первоочередным, особенно в направлении к Югу, учитывая наличие только что построенной новой ж.-д. линии.

*) Через две недели после возобновления осенью работ, эта цифра дошла до 25 мил. п.

Марсятский рудник—на правом берегу р. Сосьвы в 80 верстах на С. от Надеждинского завода, по Самской ж. д. (карта № 29) имеет месторождение железистого пиролюзита, открытое в 1894 г. и изученное в 1901 году геологом Федоровым. Он установил третичный возраст этих руд образовавшихся по окраине берега бывшего третичнаго моря и представляющих продукт разложения марганцевисто-глауконитовых и олигонитовых песчаников. Пиролюзит представляет пласт мощностью от 0,15 до 0,7 саж. Он имеет слабое падение на восток. Разведкой было установлено три миллиона пудов и уже в 90-х годах разработка открытыми работами протянулась более, чем на 2 версты.

В виду того, что добыча руд в Марсятском месторождении производится и по настоящее время, а предыдущими разведками залежи их по падению пласта очень мало выяснены, необходимо продолжать предпринятые для этого разведочные работы, считая их первоочередными. Это вызывается еще и назревающей необходимостью развития подземных добычных работ, так как открытые работы могут быть невыгодными по мере развития их по падению месторождения. Выясненными в настоящее время считают 1.500.000 пудов железистого пиролюзита.

По *рч. Таньше*, прав. приток р. Турьи, в 20 верстах на восток от Турьинских рудников и в 20 верстах на С.С.З. от Надеждинского завода (кар. № 30), имеется месторождение нечистого пиролюзита. Основанием ему служит щебенистый нанос, лежащий на змеевиках. Разведки 1898 и 1901 г., проведенные недостаточно детально, выяснили гнездовый тип месторождения. Подсчет запасов выражается цифрой 2.250.000 пудов, однако она преувеличена, так как сюда включены и тонкие прослойки руды, неимеющие промышленного значения. В настоящее время производятся разведочные работы с целью более точного выяснения запасов руды.

К югу от этого месторождения, верстах в 8, около д. Еловки, *по речке „Частой-четвертой“* (карта № 31) находится месторождение нечистого пиролюзита, образовавшееся на наносовом змеевиковом основании. Здесь выяснены 3.750.000 пудов этой руды и предполагается по выяснению запасов марганцевых руд по рч. Таньше, продолжить обследование и этого месторождения.

Заключение.

Из краткого обзора месторождения марганцевых руд видно, что 1) марганец представлен в них пиролюзитом; 2) наиболее мощные месторождения его носят спокойный пластовый характер и относятся к образованиям третичного периода и все расположены у бывшего берега этого моря; 3) запасы выясненных руд хотя и считаются в цифре 227.938.000 пудов, возможные же запасы выразятся вероятно многими десятками миллионов пудов, так как месторождения наиболее мощные по рч. Полуночной исследованы только частично, а месторождения д. Масловой и Марсятской еще между собою не связаны; повидимому в одинаковых геологических условиях с этими месторождениями сможет быть обнаружен целый ряд аналогичных месторождений; 4) марганцевая промышленность в Богословском районе и к С. от него в настоящее время вполне обеспечена рудным сырьем.

IV. Месторождения меди.

По *р. Северной Сосьве*, в местности, называемой „*Медное*“ или „*Протасовское зимовье*“ (карта № 2) заявлены в 1912 и 1916 г. г. две площади на медную руду. В обрывистом берегу реки, в девонских глинистых сланцах геологическими изысканиями обнаружена толща сланца около 1 сажени, проникнутая окисленными медными рудами с содержанием меди до 2%. Это месторождение является очень интересным в том отношении, что на большом протяжении от него к югу не встречено еще медных руд. Кроме того, здесь и в тех же сланцах обнаружен пласт бурых железняков мощностью до 1,25 саж.; оба эти месторождения совершенно не исследованы, но они лежат на большой линии дороги Ньяысам—Уоль—Пауль и по дороге к лежащим на Север на 35 вер. от них месторождениям каменных углей.

По *р. Аусте*, впадающей в р. Лозьву (см. на карте № 4) на протяжении 5-9 верст, считая от устья реки, заявлены в 1917 г. три площади для расследования на медь. Здесь при маршрутных геологических изысканиях в осыпях берегов были встречены признаки медных руд.

В верховьях *речки Аполинарьевки*, в 5 в. *на север от дер. Бурматовой*, что на реке Лозьве (на карте № 5) заявлены в 1917 г. три площади на медные руды, так как здесь встречены признаки медных руд в осыпях берегов речки. Месторождение еще совершенно не разведано.

Группа Богословских медных рудников расположена в 12 в. на В. от Богословского завода и состоит из Башмановского, Богословского, Флоровского, Никитинского, Васильевского и др.; собственно же Турьинскими рудниками называют группу из Суходойского, Григорьевского, Васильевского, Николаевского и др. рудников, лежащих на Турьинской горе по левую сторону р. Турьи.

Васильевский медный рудник, в системе Турьинских рудников (на карте 37) открытый в 1760 г. разрабатывался до 1875 г., когда пожаром были уничтожены надшахтные постройки и рудник бездействовал до 1901 г., с 1901 года до 1918 г. был снова в действии и теперь затоплен.

В руднике встречается три типа образования руд:

1) Коренное контактовое.

2) Обломки от первичного месторождения, вовлеченные механически в андезинит, андезинофир и порфирит, а также в трещины, происходившие при разломе месторождения.

3) Вторичные образования перерождения гидрохимическими процессами первичного медного колчедана, представляющие теперь медный блеск и разложившийся медный колчедан, в большинстве обогащенный самородной медью.

Глубина рудника 107 саж., невыработанный запас руд, подготовленных к выемке близок к 50000 п.

Флоровский медный рудник (на карте 38) расположен на типичном контактово-метаморфическом месторождении медного колчедана, гнездового характера. Колчедан залегает в контакте авгито-гранатовой породы с известняками; он чрезвычайно непостоянной мощности и изменчивой формы. Среднее простирание—21° С-З, книзу крутое в 60° падение на В. Глубина

рудника 140 саж., среднее содержание меди в рудах около 5,50%. Годовая производительность в довоенное время было до 750.000 пуд.

Богословский медный рудник (на карте 39) открыт в 1840 г. Имеются две параллельных жилы медистых колчеданов: верхняя, в среднем около 2,50 саж. и нижняя, менее мощная, в среднем около 1.50 саж, на расстоянии от 5 до 7 сажен друг от друга, местами же они сливаются в одну общую. Среднее простирание обеих жил около 20° на Ю-В, а падение до глубины 60 саж. от поверхности на Ю-З 25°, а глубже 60 саж-12 .

Главная жила разрабатывалась до горизонта 67 с., а ниже она становится безрудной. Около горизонта 73 саж. обе жилы, повидимому, сливаются в одну общую, мощностью от 4—6 саж. В таком виде разработка жилы велась до глубины 92 саж., где рудная масса в жильном пространстве замещена известняком. Производительность рудника в довоенное время в год около 900.000 пудов руд при среднем содержании меди в них 4,5%. В 1920 году рудник затоплен и машины, обслуживающие его, сняты.

Примерный невыработанный остаток руды в нем в отдельных гнездах и пережимах жилы не превышает 2.000.000 пудов.

Ауэрбаховский рудник (на карте № 23) в 6 верстах на Ю-В, от Богословского рудника, как было указано в обзоре железных руд, с углублением от поверхности содержит магнитные железняки, заключающие вкрапления, серных, магнитных и медистых колчеданов. Последние иногда бывают настолько густы, что под названием „железины“ употребляются в Богословском заводе для выплавки меди.

Богомоловский район, находящийся в пределах Гороблагодатского округа, в 18 верстах от ст. Верхней, Богословской ж. д, и в 25 ворстах от Кушвинского завода (на карте № 22). Представителями Богомоловских месторождений серно-медных колчеданов являются два рудника—Компанейский и Левинский.

Рудник Компанейский расположен на мощной линзе колчеданов со средним простиранием в 335° на С.С.З. и с крутым падением в 65° на С. В. Она залегает в светлых метаморфических сланцах. Мощность линзы непостоянная и благодаря этому, точное ее падение разведочными работами не установлено и колеблется в пределах от 60° до вертикального.

Мощность линзы и протяжение ее по простиранию, на основании произведенных разведочных работ, следующая: с горизонта 10 сажен от поверхности колчеданы переходят в бурый железняк (железная шляпа); от поверхности и до горизонта 25 саж. мощность линзы 4,85 саж., она прослежена по простиранию на 150 саж ; на горизонте от 25 до 50 саж. глубины мощность линзы 8,30 саж. и удлинение в обе стороны по простиранию на глубине от 50—100 саж. мощность линзы 7,68 саж. с удлинением по простиранию. Со стороны висячаго бока линза перебита тонкими прослойками сланца и незаметно переходит в сланцы с густой вкрапленностью колчедана. Зальбанд лежачего бока очерчен резко. В пределах имеющихся работ лежачий бок представляет собой слабую породу, требующую тщательного при выработках закрепления.

Вероятные запасы руд произведенными разведочными работами от поверхности до 100 саж. глубины выражаются в следующих числах:

До глубины 25 с.	20.460.000	пудов
от 25 до 50 с.	58.428.000	„
от 50 до 100 с.	107.575.000	„
	186.463.000	

Процентное содержание медистого колчедана около контактов с породой 2-3-4%; в рабочем поле наибольшее содержание их до 12%, а среднее 8%

Б. Рудник Левинский. Месторождение представляет собой линзу колчеданов, разведанное буровыми скважинами, расположенными по простиранию ее на расстоянии одна от другой в 25 саж. Вертикальная глубина разведок не превышает 25 саж. Простирание установлено на 125 саж. Мощность линзы точно не выяснена, но считается от 10 до 12 саж. Разведочные работы на руднике не закончены, благодаря военным действиям 1918 г. На основании произведенных работ запас руд до глубины 25 саж. считается близким к 40 миллионам пудов, при среднем содержании меди в 8 проц.

Заключение.

Старинные добычи верховых медных руд начинались в чрезвычайно благоприятных условиях, беря высокопроцентные окисленные руды—куприты, медный блеск, а самородная медь во времена Роласса (1760 г.) в шахте № 7 Васильевского рудника встречалась гнездами в несколько сот пудов. Теперь идет разработка почти исключительно сернистых руд.

Старые медные рудники Васильевский, Флоровский и Богословский в довоенное время давали в среднем ежегодно 2.400.000 пудов руды. Сильно выработанным считается лишь Васильевский рудник с остатком подготовленных к добыче 50,000 пудов. Непостоянство мощности медных линз вызывает постоянную необходимость дополнительных геологических разведок, чтобы гарантировать непрерывность поступания руды для металлургии, поставленной в очень широком масштабе. В этом отношении Богомоловские месторождения являются чрезвычайно благоприятными, как по высшему процентному содержанию металла, так и по более спокойному своему залеганию; заводы производительностью полмиллиона пудов меди (Карабаш, Таналык —Баймак) проектировались на среднее содержание 2,25% меди, здесь же оно равно 4-5%. Это обстоятельство и ряд указанных, недавно обнаруженных, но еще не изученных месторождений медных руд, вместе с Богомоловскими являются еще большей гарантией обеспеченности чрезвычайно широкого развития медного дела в крае, имеющаго уже и в прошлом солидное для себя основание.

V. Железно-титановые руды.

Строгановский рудник, (карта № 11) лежит в $3^1/_2$ верстах от зимовья Баранского на р. Вагране между р. Оленьей и Маленкой, впадающими с левой стороны в р. Вагран. Здесь заявлены две площади в 1916 г. На основании осмотра разведок прежних лет, месторождение представляет собою незначительных размеров шток магнетито-титанового железняка. Определение величины запасов руды не было произведено. Этот специальный сорт руды заслуживает обследования, как со стороны рудных запасов, так и характера месторождения.

VI. Хромистые железняки.

Старинные добычи хромитов сосредоточены все в *Кольско-Еловском змеевиковом массиве*, занимающем Ю-В часть округа и прикрытом в большей своей части третичными отложениями. *Колский хромистый рудник* в 4 в. к С от Надеждинского з. представлен двумя непостоянного простирания жилами от 0,5 до 1 саж. мощности. В районе этого рудника и к Ю-В имеется целый ряд признаков хромитов, не обнаруживающих еще штоковых залежей.

Вторая группа хромистых рудников расположена к северу *за рч Устеей* в 9 в. на север от Турьинских рудников, представляющих три месторождения, из которых западные, наиболее мощные, представляли штоковые жилы до 2-3 с. наибольшей мощности.

Этот район, как и вообще весь этот змеевиковый массив далеко еще недостаточно исследован в отношении хромита, но до сих пор не было обнаружено ни одного из месторождений, особенно выдающихся по размеру. На склонах *Салатинского хребта*, между *рч. Большой Ташемкой, Тахтой и Вижаем*, (на карте № 6), геологом Стратановичем в змеевиково-дунитовых массивах обнаружены вкрапленности хромита с содержанием самородной платины. Необходимо произвести одновременно с разведкой на платину исследование и на присутствие сплошных штоков хромита в заявленных здесь в 1912 году шести площадях.

По системе р. Анчуга, впадающей с правой стороны в р. Вижай, начиная от русла Вижая и вверх по р. Анчугу, верстах в 20 к Ю от предыдущих месторождений (см. карту № 7) (десять площадей 1917 г.) в змеевиковом массиве, составляющем береговые скалы р. Анчуга, встречаются вкрапления хромита. Необходимо произвести обследования этого массива для выяснения, не имеется ли в нем штоков хромита промышленного характера, тем более, что присутствие тонких жилок азбеста делает это месторождение особенно интересным.

Между р. Пихтовкою, впадающей в р. Крив-Сосьвинский *и р. Южной Сосьвой* (карта № 14) *на Ю. от Денежкина камня* заявлена одна площадь в 1911 г. на хромистый железняк. Здесь встречены в змеевиковой ссыпи куски чистого хромита и сами змеевики содержат вкрапления последнего. Район заслуживает обследования на хромит.

На вершине *сопки „Ивановской“*, находящейся между р. р. Южной Сосьвой и Кривом Сосьвинским (см. карта № 15) заявлена под разведку одна площадь с 1911 г. на хромит и асбест. Здесь при маршрутных исследованиях были обнаружены старинные разведочные работы, в виде глубоких канав, проведенных в змеевиках. В кусках змеевика встречены очень тонкие прослойки асбеста и вкрапленности хромита.

Перечисленные месторождения хромита соответствуют трем большим змеевиковым массивам, обнаруженным еще изысканиями Федорова. Северный массив (Тошенка-Анчуг) является совершенно мало известным, тогда как Южный, связанный с бассейном р. Крив и служивший ареной, как многочисленных частных, так и зав. заявок на хромит и асбест, является легкодоступным и несколько лучше изученным. Вследствие отдаленности от Богословского округа больших Уральских месторождений хромита, исследование всех змеевиковых массивов Богословского округа и ближайших к нему дач является

чрезвычайно желательным. Исследование же выше рассмотренных массивов змеевиков вызывается кроме того наличием в них хороших признаков асбеста, а в наиболее удаленных из них, по р. Тохте и присутствием платины.

VII. Руды на золото.

Уже в первой четверти 19 столетия Богословские заводы переживали золотую горячку и россыпное золото многих речек разрабатывалось чрезвычайно интенсивно. Так, в 1828 г. в верхней части рч. Ларьковки, выше устья рч. Ольховки были встречены крупные кварцевые валуны с поразительным количеством золота, (в некоторых валунах до 25% об'ема). Наиболее крупные, отмеченные еще Розе в 1830 г., самородки достигали до 200 граммов., например, по речке Песчанке. Золото встречается в очень многих долинах, как Богословского горного округа, так особенно к Северу от него и если Заозерские дачи являются в некоторой степени обследованными в этом отношении, то районы, лежащие севернее и содержащие целый ряд месторождений различных ископаемых, приковавших уже внимание Богословских деятелей и по настоящее время еще мало известны. Здесь приводятся данные лишь по некоторым золотым россыпям, находящимся в ближайшем или в небольшом расстоянии от Богословских заводов и детально разведанным для дражных работ.

Местонахождение россыпи.	Россыпь.			Пустые породы.		Золотосод. пески.		Содержание золота.			
	Длина саж.	Ширина саж.	Площадь саж.	Мощность саж.	Объем куб. саж.	Мощность саж.	Объем куб. саж.	В 100 п.	В 1 к. с.	Всего. п.	Всего. ф.
40. По р. Большой Волчанке около устья р. Заболотной . .	695	29-70	27,765	—	—	1-2,33	40,617	5 з. 32 д	633. 84 д.	7	01
40а. По р Большой Волчанке между устьями р. Черной и Онти	6,811	20-86	254,579	—	—	0,73-3,40	459,409,23	4,619 д .	55,439 д.	71	27
41. По р. Григорьевке, верхняя узкая часть россыпи оставш. от разраб. драгой	730	5 (сред).	3,625	1,23	4,470	0,53	1922,26	34,10	—	2	65
42. По р. Каменке, ниже Аузрбаховского рудника	1,082	30-140	73,748	—	—	1,85-498	222,230	9,750 д.	117,006 д.	70	21
43. По р. Гаревой, правый ее берег и левый берег р. Каквы	—	—	3,162	2	6,324	0,93	2938,25	64,054	—	6	07
44. По правому берегу р. Песчанки, остаток разраб. ранее блок.	—	—	3,433,61	1,287	4,450	1-403	4,730	22,62	—	3	19
Всего на . . .			366,312				731,837,74	6 з. 71,145 д.	—	161	

При организации широких систематических разведок в неработанных еще месторождениях и на дражное золото в выработанных старателями и малой промышленностью россыпях и выяснении некоторых коренных месторождений золота, возможна постановка золотого дела в крупном масштабе. В настоящее время нет ни одной работоспособной драги. Работавшая в течение трех лет драга по р. Григорьевке (№ 41 карты), нуждается в ремонте.

Коренных месторождений до настоящего времени установлено очень мало. Золото в россыпях, часто связано с породами диабазовой группы и их туфами (Федоров), а также авгито-гранатовыми породами (Никитин).

Золотое дело в округе может получить значительно большее развитие с введением на Урале американского гидравлического способа промывки, каковой окажется благоприятным для использования наиболее распространенных типов небольших россыпей золота в округе.

VIII. Руды на платину.

Обширные обследования геолога Л. Дюпарка и русских геологов (Высоцкого и др.) ежегодно расширяют области распространения оливиновых и пироксенитовых пород на Урале. Эти материнские для платины породы, частью перешедшие в змеевики, открыты еще геологом Федоровым и пересмотрены геологом Стратановичем, но недостачно обследованы.

В массиве Салатинского хребта (на карте № 6) между р. р. Большой Тошемкой, Тохтой и Вижаем, верстах в 80 на СЗ и С от Никито-Ивделя геологом Стратановичем обнаружено в змеевиково-дунитовых породах коренное месторождение платины. Присутствие этой платины достаточно ясно подтверждено химическими и микроскопическими исследованиями. Разведочных работ на россыпную платину здесь еще не производилось, но несомненно, коренное месторождение является первоисточником такового. Здесь впервые за всю историю платинового дела ход открытий и изысканий идет в обратном порядке; обычно по присутствию платины в россыпях постепенно подходили к их первоисточнику (что далеко не везде удалось сделать), здесь же наоборот, приходится от коренного месторождения итти к россыпям, что значительно легче и при начале же изысканий дает ряд обоснований, облегчающих установление наиболее богатых из них. Здесь дело облегчается еще и тем, что одновременно придется вести разведку и на хромит. Повидимому, весь обширный Салатинский змеевиково-дунитовый массив необходимо подвергнуть такому обследованию.

Между р. Пихтовкою, впад. в р. Крив-Сосвинский и *р. Южной Сосьвою* (на карте № 14) *и на вершине сопки „Ивановской“* между этими последними (по карте № 15)—при изысканиях на хромистый железняк необходимо производить рекогносцировочные обследования и на присутствие платины. Вся долина р. Крива заслуживает в этом отношении внимания.

В описании Богословского округа 1901 года отмечено наличие платины во многих из золотых россыпей этого округа, обычно в незначительной примеси к последнему, при чем золото в таких случаях отличается пластинчатостью, как и платина. Особенно крупная платина была известна в рч.

Заболотной и рч. Никольской и в ничтожных россыпях левых притоков Нижн. Ваграна (Усольцевой, Мальцевой, Даньшевой, логу „Страшному“ и проч.), где содержание ее равнялось содержанию золота. Повидимому, она вымыта из туфовых сланцев, т. е. уже из вторичного своего залегания.

В период добычи этой платины еще не была установлена тесная ее связь с породами оливиновой магмы и хромитами. Однако, исследования Стратановича в огромном змеевиковом массиве юго-восточного угла округа, несмотря на тщательное опробование средних проб хромитов, попутно с их обработкой, не обнаружили следов платины. Следует признать, что исследования драгоценных металлов еще не были проведены в соответствующем их значению масштабе, хотя вопрос этот и занимал руководителей округа, и имело место обсуждение программы их в высоко-компетентной коллегии специалистов под председательством Федорова уже в конце 90-х годов.

IX. Месторождения азбеста.

В этих же самых змеевиковых и змеевиково-дунитовых массивах, которые уже рассмотрены для месторождений хромита и платины представляется желательным произвести исследования и на азбест. На вершине сопки „Ивановской“ между р. Южной Сосьвой и Кривом Сосьвинским в старинных неглубоких разведочных канавах обнаружены очень тонкие прожилки азбеста. Известно, что левый берег Крива и все увалы по нему являлись местом заявочной вакханалии на азбест; участок, захваченный в свое время Сан-Галли и другие, доставшиеся некоторым Екатеринбургским предпринимателям содержат жилы первосортного длинноволокнистого азбеста. Несомненно, эти змеевиковые гряды явятся районом азбестовых добыч. Только непомерные требования продавцев заявленных площадей, не произведших даже никаких хотя бы рекогносцировочных разведок, остановили в свое время приобретение этих участков азбестовыми промышленниками.

10. Месторождения известняков.

Известняки в виде значительных меридиональных полос плотных, слоистых белых, беловатых, и серодымчатых, достигая толщины в несколько десятков сажен тянутся вдоль восточного склона Урала. Они заполняют среднюю увалистую полосу нижнего девона, тянущуюся с севера на юг через весь округ—с берегов Сосьвы и нижнего течения реки Ваграна, где они очень широко развиты и до берегов р. Каквы и южной границы его. Они залегают в обширной увалистой впадине между змеевиковыми массивами и третичными отложениями востока района и горной западной частью округа (восточно-предуральскою грядою). Известняки развиты преимущественно в пониженных частях округа, они далеко не всюду выступают, так как прикрыты толщами глинистых и кремнистых сланцев и обширными излияниями изверженных пород (андезинофирами). Местами передавленные и защемленные при процессе уралообразования среди кристаллических горных пород, они изменились в мрамора.

Большая часть так называемых контактных рудных месторождений (магнетиты, медные руды) в одном из своих боков имеют мраморные мас-

сы. Эксплоатация этих известняков и полос мраморов представляется возможной в очень обширных размерах, учитывая потребность в них, расстояния и условия их добывания.

Характерной особенностью известняков округа является почти полное отсутствие в них магнезита при большом колебании содержания кремнезема. Богословские и Надеждинские заводы пользуются для металлургических целей светлыми известняками девонского возраста, выступающими в виде скальных массивов на правом берегу р. Турьи, в одной версте от Богословского завода (на карте № 45). Площадь известняков равняется приблизительно двум квадратным верстам и по своим качествам они вполне удовлетворительны и запасы их неограничены и расположены около железной дороги.

11. Месторождения доломитов и магнезитов.

Огромное металлургическое хозяйство Богословских заводов чрезвычайно нуждается в магнезиальных материалах. Чистый магнезит последние годы получался ими в количестве 70.000 пудов ежегодно из Саткинского месторождения магнезита и с юго-западного края Урала из Уфимской губернии везли обожженый магнезит на далекий север. Тогда, как большинство известняков и мраморов Среднего и Южного Урала отличается доломитизированностью (до 6-8% магнезии, исключительно даже до 12), район собственно Богословского горного округа не только не богат доломитами, напротив, большинство его известняков отличается поразительно малой примесью магнезита, а чистый магнезит представляет минералогическую редкость. Но в Чердынском уезде, по правому берегу р. Улса, притока р. Вишеры, в 18 верстах по дороге, идущей через Урал с Зимовья Тихайского на Кутимский завод в верстах 80 на ЗСЗ от Богословского завода (на карте № 12) доломиты и доломитовые известники представляют целый увал. Подсчета запасам его не производилось. Здесь с 1898 г. под разработку доломитов отведено восемь площадей. Разработка эта велась через подрядчиков, доставлявших в зимнее время это сырье в Надеждинский завод. Доломит представляя крупнозернистую сахаровидную белого и серого цвета породу, является настолько чистою смесью $CaCO_3$ и $MgCO_3$, что под из него плохо спекается.

Месторождение магнезитов на Урале или связано с массивами змеевиков, в каковых и залегают в виде жил или (например у устья р. Сысерти исследование в 1922 г. М. Клер) штокообразно, аналогично хромитовым железнякам, или они связаны с большим развитием доломитов. Последний тип и представлен магнезитами Сатки, залегающими в слоистых доломитах и доломитовых известковых толщах постоянного простирания и падения. Учитывая геологические условия возникновения этого месторождения, следует искать на Урале аналогичные им и этим путем стремиться найти магнезит и для металлургии Северного Урала. Вопрос магнезита является еще и потому более настоятельным и первоочередным, что кроме металлургии на него пред'являются и требования наждачной, жерновой и цементной промышленностями. Получается впечатление, что доломиты и

доломитовые известняки р. Улса заслуживают самого срочного и тщательного обследования по определении в них количества доломитов и возможности наличия чистых магнезитов и создания цементного завода.

12. Месторождения кварца.

В „Поясовом камне“ Урала у вершины *сопки Щебенной*, верстах в 8 от Тинайского Зимовья по дороге на Кутимский завод (на карте № 13) верстах в 60 на ЗСЗ от Богословского завода находятся известные с давних времен „Ломки Тилайского щебня“. Целый горный массив представляет грандиозное месторождение кварцита.

Кварциты девонского периода являются основной горной породой, рельефа наиболее возвышенных цепей западного склона в среднем и южном Урале. Настоящее месторождение является аналогом и вероятно сможет быть прослежено в северном и южном направлениях; при этом следует искать только чистые разности кварцита, так как к сожалению кварциты эти при 90% кремнезема содержат значительную примесь хлорита, что понижает огнеупорность.

По рч. Малой Полуденке, впадающей в р. Турью, около ж.-д. линии из Богословского завода в Надеждинск в 6 верст. на восток от Турьинских рудников (на карте № 30) находится жила белого кварца, мощностью от 0,2 до 0,6 саж. прослеженная по простиранию на протяжении около 1 версты. Более двадцати лет она не разрабатывалась. Добыча кварца в настоящее время возобновлена, ведутся разведочные работы для выяснения запасов в целях обслуживания кварцем Надеждинского завода, пользовавшегося им в прежнее время.

На линии Богословск, Сосьвинской ж. д. *около Ауэрбаховского рудника* (на карте № 33) разрабатывается пласт песка, мощностью свыше 2 сажен. Месторождение это представляет отложения третичного периода и запасы этого сварочного кварцового песка желтого цвета представляются огромными.

В районе выработок *Воронцовского рудника* с поверхности мощным пластом толщиною свыше 3-х сажен залегает глинисто-кварцевый песок (№ 34). Он разрабатывается для нужд Надеждинского завода,—обычно более или менее равномерная смесь кварца с белой глиной, с более крупным песком книзу идет для изготовления огнеупорного кирпича и для примазки в печах и проч.

Совершенно особое значение с проведением Сосьвинской ж. д. приобретают теперь залежи жильного кварца (97,96% SiO_2) и крупного кварцевого песка (98,68% SiO_2), который издавна доставлялся крестьянами на Сосьвинский завод гужом на расстоянии 120 верст с р. Туры из деревень Литовской, Морозовой и Ванюшиной. Эти материалы дают превосходный доменный кирпич, но песок оказался неподходящим для изготовления динаса. *Запасы кварца*, как видно из сказанного, вполне покрывают нужды заводов, не считая месторождений, в разработке которых еще не представлялось необходимости.

13. Огнеупорные глины.

Денежкинская копь огнеупорной глины. В Ляпинской лесной даче по левую сторону реки Сосьвы в $1^1/_2$ и 4 верстах к востоку от дер. Денежкиной (на карте № 16) находится обширное месторождение белой огнеупорной глины, описанное уже в 1826 г. Бергером. На последнюю в 1912 г взято 3 площади. Добыча глины производилась здесь в течение более ста лет, без видимых признаков истощения месторождения. Глины залегают пластообразно среди песков и глин другого типа третичного возраста. В общем мощность огнеупорной глины изменяется от 1/2 до 3 саж., в среднем около 2 сажен. Слоистость ее различается по чистоте и ее цвету, при чем чистые разности залегают сверху. Присутствие редких и мелких марказитов замечается только внизу. Копь не работает с 1914 года. При неравномерности качества глин при возобновлении добыч, могут потребоваться разведочные работы бурением в видах заложения добычной шахты.

В Вагранской лесной даче, в кварталах № 118 и 139 (там-же, отвод Семеновского рудника) рекогносцировочной разведкой буром Войслава встречена огнеупорная глина. Чистота ее и постоянство мощности еще не выяснены и разведку на нее можно будет вести попутно с разведочными работами россыпей валунов магнитного железняка Семеновского рудника.

Глины богато представлены в отложениях третичного периода восточной окраины округа, но они далеко еще не изучены. Неиспользованными также до сих пор являются очень широко развитые в этих же отложениях кремнистые глины-ококи, содержащие в среднем около 75% кремнезема и 7-11% воды.

На этих глинах расположен г. Надеждинск и они тянутся отсюда непрерывной полосой на север до р. Лозьвы и на юг до р. Тобола и несмотря на колоссальные запасы, не нашли еще себе настоящего технического применения.

Из этого краткого обзора ясно, что вопрос глин в Богословском округе еще совершенно недостаточно выяснен, он даже не стоял еще на очереди, хотя при сложности петрографического состава и рельефа округа есть основание допускать наличие различного типа месторождений глин.

14. Ископаемые угли.

В 1918 году Богословским горным округом в районе левых притоков р. Северной Сосьвы (на карте 1,1а и 1б) между р. р. Уолья и Толья (37 площадей), Маурынья-Няысь-Ноутымья (27 площадей) и Няысь-Лепсия (22 площади) почти по меридиональному направления закреплено на разведку 86 площадей.

На протяжении около 100 верст в означенном районе, геологом Стратановичем при маршрутных изысканиях в речных россыпях и наносах были встречены *куски каменных и бурых углей.* Это открытие побудило произвести более близкое ознакомление с геологией местности. Изысканиями, частью прерванными военными событиями 1919 года, было установлено наличие пород каменноугольного периода, обнаружены пласты углистых сланцев в скалистых берегах рек. Отпечатки растений позволяют

близко определить возраст этих углистых сланцев, указывающих на возможную близость каменноугольных месторождений, давших в россыпях рек куски каменных углей. Кроме того, геологом Стратановичем установлены те полосы толщ отложений юрского периода, в которых следует искать залежи бурых углей на месте. Эти последние прикрываются толщами отложений мелового периода. Изыскания сильно осложняются природными трудностями—огромностью расстояний, отсутствием населения, отсутствием сколько нибудь точных топографических данных. Все эти трудности преодолимы при ассигновании соответствующих средств, каковые несомненно найдутся, так как открытие месторождений каменных углей и бурых углей на далеком Севере Урала будет иметь огромное влияние не только на деятельность Богословского района, но и всего Урала—оно передвинет развитие горного дела на несколько сот верст на север, значительно облегчит осуществление северных уральских железнодорожных путей и отзовется немедленно-же и на пароходстве низовьев Оби и ее северных левых притоков. Вот почему возможно скорое выяснение месторождений углей в районе левых притоков р. Северной Сосьвы является одной из самых первоочередных задач для края, а само открытие их представляется одной из наиболее крупных заслуг умершего геолога Стратановича *).

Волчанская копь находится в 28 верстах на север по железной дороге, идущей от станции Шахта на Покровский рудник и расположена в вершине рч. Малой Волчанки (на карте № 35). Это месторождение бурого угля имеет мульдообразную форму более крутого залегания к востоку и по возрасту относится к основанию юрского периода. Оно содержит два рабочих пласта: верхний мощностью 1,1 сажени и нижний 0,66 саж., с промежутком между ними в 0,6 саж.

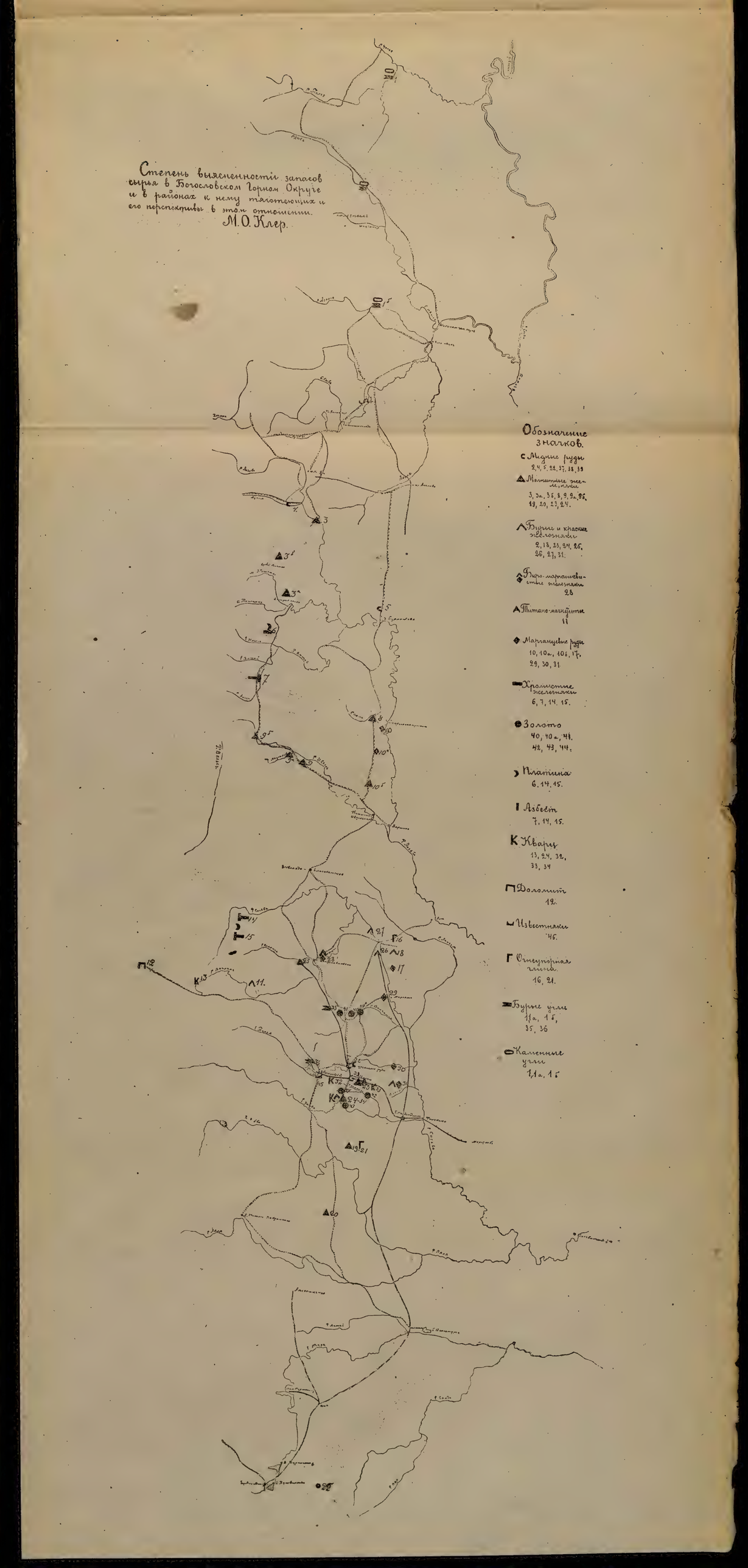
На выходах разработка велась открытым карьером, а затем подземными работами с 1901 по 1907 год включительно. Работы оставлены по хозяйственным соображениям и перенесению главных добыч на Богословское месторождение.

Разведка месторождения не была закончена и при возможности следует выяснение ею запасов довести до конца. На основании прежних работ допускается выясненного бурого угля 25.000.000 пудов, возможного 40.000.000 пудов.

Богословская копь находится на северном (левом) берегу заводского пруда, в 2 верстах на запад от Богословского завода. Месторождение (карта № 36) аналогично Волчанскому—здесь имеется такая же мульда, также более круто падающая с восточной стороны, но с значительно более мощными пластами углей.

Месторождение состоит из трех свит угольных пластов: свита А-верхняя, свита В-средняя и свита С-нижняя. Свита А имеет наименьшее распространение, так как большая часть ее уничтожена поверхностным размы-

*) Только что выяснилось, что постоянному сотруднику Стратановича штейг. С. С. Дурбажеву удалось в ноябре 1918 году, когда он уже был разделен фронтом от своего руководителя, найти *Выходы бурых углей* до 2-х арш. мощности под наледью *по р. Лепсии*, ниже устья р. Нохора верстах в 5 (М. Клер.).


Степень выясненности запасов сырья в Богословском Горном Округе и в районах к нему тяготеющих и его перспективы в этом отношении.
М. О. Клер.
Обозначение знаков.
С Медные руды
2, 4, 5, 22, 27, 38, 39
Магнитные железняки
3, 3а, 3б, 8, 9, 9а, 9б, 19, 20, 23, 24.
Бурые и красные железняки
2, 13, 23, 24, 25, 26, 27, 31.
Пиро-марганцевистые железняки
28
Титано-магнетиты
11
Марганцевые руды
10, 10а, 10б, 17, 29, 30, 31.
Хромистые железняки
6, 7, 14, 15.
Золото
40, 40а, 41, 42, 43, 44.
Платина
6, 14, 15.
Азбест
7, 14, 15.
К Кварц
13, 24, 32, 33, 34
Доломит
12.
Известняки
45.
Г Огнеупорная глина
16, 21.
Бурые угли
1а, 1б, 35, 36
Каменные угли
1, 1а, 1б

вом. Общая мощность продуктивных пластов в ней до 4-х сажен, при мощности свиты в 7 саж. Свита В, при мощности 2,3 саж. содержит 2 сажени угля. Свита С до настоящего времени разведана лишь несколькими скважинами, на основании которых ее мощность определяется приблизительно в 20 саж., а мощность продуктивных угольных пластов до 12 саж. Мощность насосов, прикрывающих верхние продуктивные пласты угля А от 1,5 саж., до 3 саж. Вертикальное расстояние между свитами А и В равно 4,5 саж., а от В до С до 35 саж. Добычи ведутся открытыми работами широтными карьерами, продвигаясь с Ю на С. Для эксплоатации в настоящее время закладывается шахта в крутом восточном боку мульды. Она пересекает угольную толщу на глубине 28 саж. от поверхности. Общее количество запасов угля допускается не менее 6 миллиардов пудов. Разведочные работы ведутся почти без остановки в северном направлении конц и повидимому невдалеке от этой залежи намечается другая такого-же характера.

Из сказанного легко видеть насколько грандиозны и еще мало исследованы месторождения бурого угля, техническое изменение которого в виде пыли и брикетов изучается в настоящее время.

15. Тальк, никкель и проч.

Интересно отметить, что в округе совершенно нет талькового камня, тальковых сланцев, так обильно представленных в Екатеринбургском Урале и к югу от него. Но исследования ботаника Б. Н. Городкова в 1915 года, в Ляпинском крае, т. е. в 250 верстах дают, что на Север по меридиану от Богословска вновь широко развиты под Юрскими отложениями широкой полосой кристаллические (хлоритовые и др.) сланцы, которые повторят все обычные особенности таковых же сланцев Екатеринбургского Урала.

В округе, несмотря на тщательные разведочные, лабораторные поиски не было обнаружено никкеля и кобальта в неимеющих пока применения магнитных колчеданах.

На никкель будет интересно просмотреть все три вышеупомянутые змеевиковые массива, равно, как и глины, образовавшиеся от разрушения змеевиков.

15-го августа 1922 г.
Г. Екатеринбург.

Оглавление.

1. **Проф. И. А. Соколов.** Технические исследования работы древесно-угольных доменных печей . . Стр. 3

2. **Проф. М. Ф. Ортин.** О механической обработке полезных ископаемых на Урале 70

3. **Проф. М. О. Клер.** Запасы сырья в районе Богословского горного округа 99

Издатель: Уральское Областное Экономич. Совещание.
Редакция: Проф. В. Е. Грум-Гржимайло и инж. Н. И. Решетин.

УРАЛ

технико-экономический сборник.

ВЫХОДИТ НЕПЕРИОДИЧЕСКИ КНИЖКАМИ В 8—10 ПЕЧАТ. ЛИСТОВ.

ВЫШЕЛ 1-й и 2-й ВЫПУСКИ.

ВЫПУСК ПЕРВЫЙ.

Н. А. Бушков. О ржавлении железа. **В. Грум-Гржимайло.** Как изготовить нержавящее железо. **Проф. М. Ортин.** О механическом обогащении корунда на Урале. **В. Грум-Гржимайло.** Магнезит, как материал для вывоза заграницу. **В. Грум-Гржимайло.** Шахтная печь для обжига каустического магнезита. **Горн. инж. Кандыкин.** Об изумрудных копях. **В. Грум-Гржимайло.** Что может дать Уралу об'единение технической отчетности в трестах. **Проф. Н. Юшкевич.** О перспективах минеральной химической промышленности на Урале.

ВЫПУСК ВТОРОЙ.

Проф. И. А. Соколов. Технические исследования работы древесно-угольных доменных печей. **Проф. М. Ф. Ортин.** О механической обработке полезных ископаемых на Урале. **Проф. М. О. Клер.** Запасы сырья в районе Богословского горного округа.

УРАЛТОРФ при Уралтопе

производит продажу торфа

с доставкой на место.

Адрес: Екатеринбург, ул. Троцкого, 8.

Об'единение государственных платиновых предприятий

„УРАЛПЛАТИНА".

Настоящим об'является для сведения заинтересованных лиц, что Правление Уралплатины находится в г. Екатеринбурге (угол Первомайской и Тарасовской наб. дом № 1/6, телефон № 77.

Отделение имеется в Москве по Б. Левшинскому пер. дом № 12.

Род деятельности — платино-добывающая и обрабатывающая промышленность.

Состав Правления: Председатель **А. Ломов.**

Члены: **Доменков В. А., Маневич В. С., Коротеев М. М.**

В круг ведения Уралплатины входят все приска, разбитые на нижепоименованные шесть Округов и расположенные на северном и среднем Урале, а именно:

1. **Исовской Округ**, т. е. приска бывш. Шуваловых, бывш. Платино-Промышленной Акционерной Комиссии, бывш. Акционерного О-ва „Платина" и приска прочих, бывших владельцев в пределах Округа.

2. **Нижне-Тагильский Округ**, т. е.: а) приска бывш. Нижне-Тагильского Округа и б) приска прочих бывших владельцев в пределах Округа.

3. **Кытлымо-Косьвинский Округ**, т. е.: а) приска бывш. Николае-Павдинского Округа и б) приска прочих бывших владельцев в пределах Округа.

4. **Нейвинский Округ**, т. е. бывш. приска Верх-Исетского Общества, прочих бывших владельцев в пределах Округа.

5. **Заозерский Округ**, т. е. приска бывш. Заозерского Лесопромышленного Т-ва, Зауральского Горнопромышленного О-ва, бывш. Сибирцева, бывш. Афонина и прочих бывш. владельцев в пределах Округа.

6. **Сысертский Округ**, т. е. приска бывш. Сысертского О-ва, английской Компании и прочих владельцев в границах существующего приискового Округа.

7. **Московский платиновый завод.**

8. **Екатеринбургский аффинажный завод.**

Пути сообщения с округами, подведомственными Правлению „Уралплатина" и адреса.

Заозерский Округ:
почтовый адрес: с. Всеволод.-Благодатское, Невьянтурск. у., пр. Лангур;
телеграфный адрес: Никито-Ивдель Золото.

От Екатеринбурга по жел. дор. через Горноблагодатскую станцию до ст. Надеждинск 388 вер. по ужкоколейке Богословско-Косьвинской жел. дор. 90 в., по грунтовой дороге до приска Лангур 85 в. Всего до Главного Управления приисков 703 вер.

Кытлымо-Косьвинский Округ:
почтовый адрес: почтовое отделение приисков Кытлым;
телеграфный адрес: Кыт-Кытлым Управление.

До ст. Выя 220 вер., по Павдинской ужкоколейке до ст. Лесопильной 70 вер. и по грунтовой дороге 15 верст.

Исовской Округ:
почтовый адрес: почтовое отделение Исовских приска, Екатеринбургской губ.;
телеграфный адрес: Н.-Тура Исплатина.

По железной дороге через Горнозаводскую станцию до ст. Нижняя Тура 22 вер. и по грунтовой дороге 21 верста.

Тагильский Округ:
почтовый адрес: Н. Тагил;
телеграфный адрес: Н.-Тагил „Плат".

По железной дороге до ст. Нижний-Тагил 131 вер., по Бисмо-Шайтанской жел. дор. до ст. Урал 45 вер. и по грунтовой дороге 8 верст.

Нейвинский Округ:
почтовый адрес: ст. Рудянка, Нейво-Рудянский завод;
телеграфный адрес: Нейвинск.—Драги.

До ст. Рудянка. Пермской жел. дор., от ст. Рудянка до Шапирского приска на лошадях 6 верст.

Сысертский Округ:
дер. Кунгурка, Северской вол., Екатеринбургск. уезда.

На лошадях от города до Кунгурки по приска 36 вер., или от ст. Мраморская, Челябинской ж. д. дор. до приска Кунгурского 16 верст.

В Управлении местных Округов находятся:

Исовской — Управляющий **Гойер Евг. Г.**, пом. **Климов С.** **Нижне-Тагильский** — врем. управл. **Гальбах Я. Я.**, пом. **Левитский.** **Кытлымо-Косьвинский** — **Сялин Ник. Конст.**, пом. **Багаев.** **Нейвинский** — **Черных Петр Петров.**, пом. **Запасчиков М. И.** **Сысертский** — **Плотников К. Я.** **Заозерский** — **Шляпин**, пом. **Балин И. В.**

ПРАВЛЕНИЕ ТРЕСТА

горно-металлургических заводов Екатеринбургского района

„ГОРМЕТ“

в г. Екатеринбурге, ул. Троицкого № 11, телефоны №№ 4-99 и 3-37.

Главное Управление заводами: Председатель Треста Е. И. МАВРИН.
Коммерческий Директор П. А. МЯСНИКОВ.
Технический Директор М. А. СОЛОВОВ.

„ГОРМЕТ“ об'единяет более 20-ти заводов, переведенных на условия коммерческого расчета и вырабатывает:

ЧУГУН литейный и передельный.

ЖЕЛЕЗО: кровельное, динамное, трансформаторное, сортовое, круглое, квадратное, полосовое, шинное, обручное, котельное, резервуарное, парсовое, шабальное, сошничное, лемешное и котельное.

СТАЛЬНЫЕ отливки и поковки с механической обработкой и без нее.

ЧУГУННОЕ ЛИТЬЕ: художественное, посудное, печное, сельско-хозяйственное, железнодорожное и проч.

ПРОВОЛОКА ЖЕЛЕЗНАЯ: телеграфная, телефонная, светлая бронзированная, олифленная и оцинкованная, сеновязальная, печная и друг. размеров.

ПРОВОЛОЧНЫЕ ИЗДЕЛИЯ: гвозди, шурупы, закленки, ковры, матрацы, проволочные ткани и плетения для веялок, заграждений, просевки разных материалов, искроудержательные сетки, просушки зерна, бетонных работ и проч., а также изгородь колючая.

ТРУБЫ цельнотянутые газовые и дымогарные.

КОСЫ и **СЕРПЫ** разных заводов.

ЖЕЛЕЗНЫЕ и **СТАЛЬНЫЕ КАНАТЫ.**

ПОПЕРЕЧНЫЕ ПИЛЫ, плуги, торфяной инструмент и проч.

МЕХАНИЧЕСКИЕ, котельные и кузнечные изделия и поделки.

МЕХАНИЧЕСКИЕ устройства для заводов, рудников, приисков, копей и проч.

ЛОКОМОБИЛИ и паровые двигатели разной конструкции.

ЗАКАЗЫ ПРИНИМАЮТСЯ

Правлением Треста „ГОРМЕТ“ в Екатеринбурге.

ПРЕДСТАВИТЕЛЬСТВО в Москве
инж. С. Д. АСВАДУРОВ, Неглинный пр. 11, кв. 12.

Состояние счетов правления КАМУРАЛЛЕСОБУМТРЕСТА

(БЕЗ ОТДЕЛЕНИЙ)

За июль и август 1922 года.

Наименование счетов.	Обороты за июль и август.		Сальдо на 1-е сентября 1922 года.	
	Дебет.	Кредит.	Актив.	Пассив.
Гр. I. Наличные средства.				
Касса	23815330—50	22242925	1572405—50	—
Текущ. счет в Госбанк . .	14004155	10560936	3443219	—
	37819485—50	32803861	5015624—50	—
Гр. II. Имущество.				
Движимое	915658	—	915658	—
Материалы . . . . . Сырье	17152183	3364309—50	13787873—50	—
Фабрикаты	7497219	4983625	2513594	—
Заготовки	8187—50	—	8187—50	—
	25573247—50	8347934—50	17225313	—
Гр. III. Расчеты.				
Дебеторы (разн.)	2999207—50	1133875	1865332—50	—
Кредиторы (разн.)	10384166—50	17575995—50	—	7191839
Поставщики и подрядчики	4268523—50	1374721	5594604 50	2700802
Покупатели	4025710	26621788	4734472—50	27330550—50
Под'отчетные	2411949	1508243	903706	—
Служащие	1610250	2078785	—	468535
Предприятия	42037296	4397330	37639966	—
	67737102—50	54690737—50	50738081—50	37691716—50
Гр. IV. Операции.				
Продажа	9606984	17571560—50	—	7964576—50
	9606984	17571560—50	—	7964576—50
Гр. V. Реализация.				
Общ. накладн. расходы .	4089030	25000	4064030	—
Доходы случайные . . .	—	789217	—	789217
Капитал	13487511	44085050	—	30597539
	17576541	44899267	4064030	31386756
Р.	158313360—50	158313360—50	77043049	77043049

Председатель правления **В. Марцинкевич.**

Член правления **Вяткин.**

Главный бухгалтер **І. Годлевский.**

ПРИУРАЛЬСКИЙ

Военный Комбинированный Куст

„ПРИУРАЛВОЕНКОМБКУСТ".

Г. ЕКАТЕРИНБУРГ, по Главному просп., ул. Урицкого (б. Второй Богоявленский пер.), дом бывш. Захо, близ Кафедр. собора, против военного госпиталя.

Об'единяет: СЫСЕРТСКИЕ и ИЛЬИНСКИЕ горно-металлургические, железо-делательные и механические заводы, бывш. Сысертского горного округа; электро-механическую фабрику; фабрику металлических изделий и друг.

ПРЕДЛАГАЕТ:

имеющиеся в большом выборе изделия своих фабрик и заводов:

чугун литейный.

Железо: кровельное, сортовое, шинное.

Сельско-хозяйственный инвентарь: бороны, плуги, сено-прессы, пилы, лопаты, седелки, подковы.

Инструменты: медицинские, столярные, плотничные, сапожные, кузнечные.

Изделия: ведра, корыта, печи, умывальники, битоны, кастрюли.

ЭЛЕКТРО-МОТОРЫ, КИНО-АППАРАТЫ, ВЕСЫ, ГИРИ, МЕТРИЧЕСКИЕ РАЗНОВЕСЫ, столовые ножи и вилки, зажигалки, пуговицы, крючки и проч.

МАГНЕЗИТ лучшего качества: **сырой, обожженый и молотый.**

ЖЕРНОВА: наждачные, полунаждачные, кремневые.

Наждачные круги, бруски, точила для кос и проч.

ПРОИЗВОДИТ:

всякого рода литье в-черне и с механической обработкой, изготовление и установку машин, оборудование фабрик, заводов и мельниц, лужение, никкелирование, серебрение и золочение, составление проектов, планов и смет.

ЦЕНЫ УМЕРЕННЫЕ.

Оптовым покупателям СКИДКА.

Прейс-курант высылается по первому требованию.

0-30

УРАЛ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ СБОРНИК.

Печатается 3-й выпуск,

в котором будут помещены статьи:

Е. Г. Гойзр Очерк развития дражного дела на Урале; **Н. К. Высоцкий** Геологический обзор районов добычи россыпного золота и платины на Урале; **Е. Г. Гойзр** и **А. Н. Иконицкий** Экономич. характер. дражного производства; **Е. Г. Гойзр** и **А. Н. Диденко** Дефекты в работе существ. драг; **А. Н. Иконицкий** Дражное дело и его перспективы; **В. П. Тарасов** Об электрификации золотоплатиновых округов; **Н. А. Зайцевский** Усовершенствования в дражном деле; **К. А. Доменнов** Статистич. сводки об уральских драгах.

— ГОТОВЯТСЯ К ПЕЧАТИ: —

4-й выпуск, посвященный посмертным работам **гор. инж. Н. П. Кузнецова**—„Медные руды Урала“ и „Железные руды Урала“.

5-й выпуск, в котором будут помещены статьи: **К. С. Семенов**—Леса Урала; **Его-же**—Урочное положение для Уральских лесных заготовок; **Гейнрих, Грум-Гржимайло и Зайцев**—Торф, как горнозаводское топливо; **проф. Гапеев**—К вопросу об ископаемых углях Урала.

6-й выпуск, посвященный сельскому хозяйству Урала.

Предварительная подписка на эти выпуски (**500 рублей выпуск**) и прием об'явлений для помещения в них (**15000 рублей за страницу**) производится в Уральском Областном Экономическом Совещании, Екатеринбург, улица Вайнера, угол ул. Ленина.

Здесь же находится склад и производится продажа выпуска 1-го по 500 руб. и выпуска 2-го по 400 руб. экземпляр.